



Universidad Nacional Mayor de San Marcos

Universidad del Perú. Decana de América

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**“Estudio del incremento en la recuperación y calidad del
concentrado de ZN en la flotación polimetálica en el
distrito de Yarusyacan – Cerro de Pasco”**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

AUTORES

José Luis BARRIENTOS RIOS

Luis Enrique QUISPE GALLEGOS

ASESOR

Ing. Vidal Sixto ARAMBURÚ ROJAS

Lima, Perú

2020



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

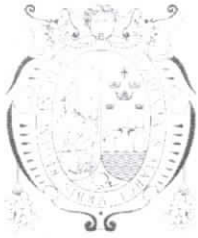
Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Barrientos, J. & Quispe, L. (2020). *Estudio del incremento en la recuperación y calidad del concentrado de ZN en la flotación polimetálica en el distrito de Yarusyacan – Cerro de Pasco*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

HOJA DE METADATOS COMPLEMENTARIOS

Código ORCID del autor	“—“
DNI o pasaporte del autor	Luis Enrique Quispe Gallegos 10464737 José Luis Barrientos Ríos 46109313
Código ORCID del asesor	https://orcid.org/0000-0001-7411-3866
DNI o pasaporte del asesor	08608364
Grupo de investigación	Tecnología Limpia
Agencia financiadora	Recursos propios
Ubicación geográfica donde se desarrolló la investigación	PERU, CERRO DE PASCO, CERRO DE PASCO, YARUSYACAN LATITUD: 10° 35' sur LONGITUD: 76° 12' oeste
Año o rango de años que la investigación abarcó	2018 - 2020
Disciplinas OCDE	Mineralogía https://purl.org/perepo/ocde/ford#1.05.02 Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05 Ingeniería de procesos https://purl.org/perepo/ocde/ford#2.04.02



Universidad Nacional Mayor De San Marcos

Universidad del Perú - Decana de América

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

“Año de la Universalización de la Salud”

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS MANCOMUNADA PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO

En el Salón de Grados de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, el día miércoles 26 de febrero del año 2020, siendo las 5:00 p.m. en presencia de los señores docentes designados como miembros del Jurado Calificador:

- | | |
|--|------------|
| - Mg. LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR | Presidente |
| - Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLERO RÍOS | Miembro |
| - Mg. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA | Miembro |

Reunidos para el acto Académico Público de Colación de Tesis mancomunada de don: LUIS ENRIQUE QUISPE GALLEGOS, Bachiller en Ingeniería Metalúrgica quien sustentará la Tesis mancomunada titulada “ESTUDIO DEL INCREMENTO EN LA RECUPERACIÓN Y CALIDAD DEL CONCENTRADO DE ZN EN LA FLOTACIÓN POLIMETÁLICA EN EL DISTRITO DE YARUSYACAN – CERRO DE PASCO”, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico.

Los miembros del Jurado, escuchada la colación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

SATISFACCION

El Jurado procedió a la calificación, cuyo resultado fue:

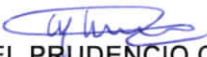
CATORCE (14)

Habiendo sido aprobada la Sustentación de Tesis mancomunada por el Jurado examinador, el Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, proponga se le otorgue el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico a don LUIS ENRIQUE QUISPE GALLEGOS.


Siendo las 18:00 horas se dio por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (05) Actas Originales de la sustentación de Tesis.

Ciudad Universitaria, 26 de febrero 2020


Mg. LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR
Presidente

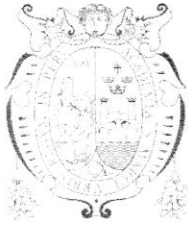

Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLERO RÍOS
Miembro


Mg. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA
Miembro


Mg. SÓSIMO ISIDORO FERNÁNDEZ SALINAS
DIRECTOR

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

Myrella M



Universidad Nacional Mayor De San Marcos
Universidad del Perú - Decana de América
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica
Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

“Año de la Universalización de la Salud”

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS MANCOMUNADA PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO

En el Salón de Grados de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, el día miércoles 26 de febrero del año 2020, siendo las 5:00 p.m. en presencia de los señores docentes designados como miembros del Jurado Calificador:

- | | |
|--|------------|
| - Mg. LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR | Presidente |
| - Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLERO RÍOS | Miembro |
| - Mg. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA | Miembro |

Reunidos para el acto Académico Público de Colación de Tesis mancomunada de don: **JOSÉ LUIS BARRIENTOS RÍOS**, Bachiller en Ingeniería Metalúrgica quien sustentará la Tesis mancomunada titulada “ESTUDIO DEL INCREMENTO EN LA RECUPERACIÓN Y CALIDAD DEL CONCENTRADO DE ZN EN LA FLOTACIÓN POLIMETÁLICA EN EL DISTRITO DE YARUSYACAN – CERRO DE PASCO”, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico.

Los miembros del Jurado, escuchada la colación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

SATISFACCIÓN

El Jurado procedió a la calificación, cuyo resultado fue:

CATORCE (14)

Habiendo sido aprobada la Sustentación de Tesis mancomunada por el Jurado examinador, el Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, proponga se le otorgue el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico a don **JOSÉ LUIS BARRIENTOS RÍOS**.

Siendo las *18:00* horas se dio por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (05) Actas Originales de la sustentación de Tesis.

Ciudad Universitaria, 26 de febrero 2020

Luis Alfredo Orihuela Salazar
Mg. LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR
Presidente

Manuel Prudencio Caballero Ríos
Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLERO RÍOS
Miembro

Daniel Florencio Lovera Dávila
Mg. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA
Miembro

Sósimo Isidoro Fernández Salinas
Mg. SÓSIMO ISIDORO FERNÁNDEZ SALINAS
DIRECTOR

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica



Myrella M

CONTENIDO

	Pág.
DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN	iii
NOMENCLATURA	iv
LISTA DE TABLAS	v
LISTA DE FIGURAS	vi
CAPITULO I	
INTRODUCCION	1
CAPITULO II	
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	
2.1. DESCRIPCION DEL PROBLEMA	2
2.1.1. EL PROBLEMA FUNDAMENTAL	3
2.2. JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACIÓN	3
2.3. OPERACIONALIDAD DE VARIABLES	5
CAPITULO III	
MARCO TEORICO	
3.1. ANTECEDENTES	7
3.2. UBICACIÓN DE DISTRITO DE YARUSYACAN-CERRO DE PASCO	8
3.2.1. UBICACIÓN GEOGRAFICA	8
3.2.2. UBICACIÓN Y ACCESO	9
3.3. DESCRIPCION DE LA PLANTA CONCENTRADORA	11
3.3.1. HISTORIA	11
3.3.2. CLIMA	11
3.3.3. GEOLOGIA GENERAL	11
3.3.3.1. EL SISTEMA DE FALLAS	12
3.3.3.2. MILPO-ATACOCHA Y SAN MIGUEL-CHICRIN	12
3.3.4. GEOLOGIA ESTRUCTURAL	12
3.3.4.1. SINCLINAL MILPO-ATACOCHA	12
3.4. SECCIONES DE PLANTA CONCENTRADORA	13
3.4.1. SECCION CHANCADO	14
3.4.2. CHANCADO PRIMARIO	14
3.4.3. CHANCADO SECUNDARIO	14
3.4.4. CHANCADO TERCARIO	14
3.4.5. SECCION MOLIENDA	15
3.4.6. SECCION FLOTACION	16
3.4.7. SECCION FILTRADO	16
3.4.8. AREA LABORATORIO	17
3.4.8.1. SECCION METALURGIA	17
3.4.8.2. SECCION QUIMICA	17
3.5. FASES INVOLUCRADAS EN LA PLANTA CONCENTRADORA	18
3.5.1. FASE I	18
3.5.1.1. RECEPCION Y LIMPIEZA DE MINERAL	18
3.5.1.2. CHANCADO PRIMARIO	18
3.5.1.3. ENVIO DE MINERAL AL STOCK PILE	18
3.5.2. FASE II	19
3.5.2.1. RECEPCION Y ALIMENTACION DE MINERAL	19

3.5.2.2.	LIMPIEZA, CLASIFICACION Y PESAJE DE MINERAL	19
3.5.2.3.	CHANCADO SECUNDARIO	20
3.5.2.4.	CHANCADO TERCARIO	20
3.5.2.5.	ALMACENAMIENTO DE MINERAL	20
3.5.3.	FASE III	22
3.5.3.1.	SECCION MOLIENDA	22
3.5.3.2.	ALIMENTACION DE MINERAL	22
3.5.3.3.	MOLIENDA Y CONCENTRACION DE MINERAL	22
3.5.3.4.	CLASIFICACION	23
3.5.3.5.	SECCION REMOLIENDA	25
3.5.3.6.	SECCION FLOTACION	25
3.5.3.7.	FLOTACION POR ESPUMAS	26
3.5.3.7.1.	PRIMERA FLOTACION (FLOTACION Pb)	26
3.5.3.7.2.	SEGÚN FLOTACION (FLOTACION BULK)	27
3.5.3.7.3.	TERCERA FLOTACION (SEPARACION Cu/Pb)	28
3.5.3.7.4.	CUARTA FLOTACION (FLOTACION Zn)	30
3.5.4.	SECCION FILTRADO	36
3.5.4.1.	RECEPCION CONTRADO DE Pb, Cu, Zn	36
3.5.5.	LABORATORIO QUIMICO - METALURGICO	37
3.5.6.	AREA DE PREPARACION DE MUESTRAS	39
3.5.7.	LABORATORIO METALURGICO	39
3.5.8.	LABORATORIO QUIMICO	40
3.5.8.1.	CONCENTRADOS PROCEDENTES DE METALURGIA	41
3.5.8.2.	VOLUMETRIA PARA DETERMINACION DE CONCENTRADO DE Pb	41
3.5.8.3.	VOLUMETRIA PARA DETERMINACION DE CONCENTRADO DE Cu	41
3.5.8.4.	VOLUMETRIA PARA DETERMINACION DE CONCENTRADO DE Zn	41
3.6.	ESTUDIO DEL Zn	41
3.6.1.	EL PAPEL DEL Zn EN LA HISTORIA	41
3.6.2.	EL ZN EN LA NATURALEZA	43
3.6.3.	MINERALES DE ZN PRINCIPALES	44
3.6.4.	PROPIEDADES QUIMICAS DEL ZN	45
3.6.5.	UTILIDADES DEL ZN	46
3.6.6.	PRODUCCION Y COMERCIO DEL Zn	48
3.6.6.1.	PRODUCCION NACIONAL DEL Zn	48
3.7.	FLOTACION	50
3.7.1.	COLECTORES	54
3.7.2.	FLOTACION Pb-Zn	55

CAPITULO IV

METODOLOGIA Y CARACTERIZACION

4.1.	TIPO Y DISEÑO DE INVESTIGACION	58
4.2.	UNIDAD DE ANALISIS	60
4.3.	POBLACION DE ESTUDIO	60
4.4.	TOMAÑO DE LA MUESTRA	60
4.5.	SELECCIÓN DE MUESTRA	60
4.6.	PROCEDIMIENTO METODOLOGICO DE LA INVESTIGACION	61
4.7.	ANALISIS MINERALOGICO DE LA MUESTRA SOBRE UNA SECCION PULIDA	61
4.8.	INTERPRETACION MINERALOGICA	62
4.9.	DISTRIBUCION AREA PORCENTUAL Y GRADO DE LIBERACION	63

CAPITULO V

PRUEBAS EXPERIMENTALES

5.1. PRUEBAS DE FLOTACION CLEANER EN LAS CELDAS DENVER	80
5.2. CONDICIONES DE LA PRUEBA	82
5.3. PRUEBA INDUSTRIAL EN LA PLANTA CONCENTRADORA	85
CAPITULO VI	
DISCUSION DE RESULTADOS	87
CAPITULO VII	
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	89
CONCLUSIONES	89
RECOMENDACIONES	90
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	91
ANEXO	94

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado “Estudio del incremento de la Recuperación y calidad del concentrado de Zinc (Zn), en la flotación polimetálica en el distrito de Yarusyacan – Cerro de Pasco”, tiene por finalidad estudiar el incremento del grado y recuperación del concentrado de Zn, a partir de un pre-concentrado sulfurado en el proceso de flotación, determinando los parámetros de dosificación de reactivos, se ha procedido hacer un bloque de pruebas a nivel laboratorio y desarrollar la mejor performance metalúrgica.

Para este estudio se cuenta con una muestra representativa tomada a lo largo de las guardias de la planta concentradora, la ley promedio de cabeza es de:

Espuma de la 2da. Limpieza Zn:

Ag Oz/TM: 3.15

Pb %: 1.09

Zn %: 40.89

Cu %: 1.46

Fe %: 11.77

Bi %: 0.131

La caracterización de la muestra se llevó a cabo con el microscopio óptico polarizado, los resultados de la caracterización indicaron presencia en el concentrado de Zn, contenidos de Cuarzo, Pirita, Pirrotita, Esfalerita (Blenda - Marmatita), Silicatos de (CaAlFe), Silicatos de (AlK), Carbonatos de calcio, calcopirita, óxidos e hidróxidos de hierro y galena.

La ley promedio de concentrado final es de 51.5% Zn, en base a la caracterización se dirigió el estudio en la etapa de tercera limpieza Cleaner, se pasó al muestreo con un lapso de 30 min por 4 horas en 4 guardias para realizar pruebas representativas en el laboratorio en la cual se utilizó el Cuprocianuro como reactivo polimetálico secundarios y combinación de otros reactivos tales como: Cal, Dextrina, Quebracho. Se determinó el reactivo idóneo con el CuproCianuro alcanzando leyes de:

Prueba 4

Grado Zn%: 52.24

Recup. Zn%: 73.80

Cabeza Zn%: 47.03

FM: 81.98

Prueba 5

Grado Zn%: 52.52

Recup. Zn%: 72.00

Cabeza Zn%: 47.00

FM: 80.46

Tomando como parte del estudio de la presente tesis, las variables dosificación del Cuprocianuro: 30g/TM, 35g/TM, 45g/TM, 50g/TM y dosificación del reactivo de flotación en la tercera Limpieza Cleaner.

En base a los resultados de la caracterización se llevaron a cabo las pruebas metalúrgicas de flotación cleaner en la planta concentradora, adicionando el Cuprocianuro con: 40gr/TM, obteniendo un grado de 54.47%, recuperación de 69.20%, con un Factor metalúrgico (F.M) de 80.75

Summary

The present specified research work "Study of the increase in the recovery and quality of the zinc concentrate (Zn), in the polymetallic flotation in the district of Yarusyacan - Cerro de Pasco", has the effect of studying the increase in the degree and the recovery of the Zn concentrate, starting from a sulphide pre-concentrate in the flotation process, determining the reagent dosing parameters, we have proceeded to become a laboratory block of pathways and work out the best metallurgical performance.

For this study, there is a representative sample taken throughout the guards of the concentrator plant, the average head grade is:

Zn second cleaning foam:

Ag Oz/TM: 3.15

Pb%: 1.09

Zn %: 40.89

Cu %: 1.46

Fe %: 11.47

Bi %: 0.131

The characterization of the sample was carried out with the polarized optical microscope, the results of the characterization indicate the presence of the Zn concentrate, contents of quartz, pyrite, pyrrhotite, sphalerite (well-marmatite), silicates (CaAlFe), silicates of (AlK), calcium carbonates, chalcopyrite, iron and galena oxides and hydroxides.

The average grade of final concentrate is 51.5% Zn, the study was conducted in the third stage of Cleaner cleaning, sampling was carried out with a span of 30 minutes for 4 hours in 4 guards to carry out representative tests. in the laboratory in which Cuprocyanide was used as secondary polymetallic reagent and a combination of other reagents such as: Cal, dextrin, quebracho. The ideal reagent with Cuprocyanide was determined, reaching laws of:

Test 4

% Zn Grade: 52.24

% Zn Recovery: 73.80

% Zn Head: 47.03

FM: 81.98

Test 5:

% Zn Grade: 52.52

% Zn Recovery: 72.00

% Zn Head: 47.00

FM: 80.46

Taking as part of the study of the present thesis, the variable Cuprocyanide dosage: 30g /TM, 35g /TM, 45g /TM, 50g /TM and dosage of the flotation reagent in the third cleaning cleaner.

Based on the results of the characterization, the metallurgical cleaner flotation tests were carried out in the concentrator plant, adding Cuprocyanide with: 40g /TM, obtaining a degree of 54.47%, recovery of 69.20%, with metallurgical factor of 80.75

NOMENCLATURA

p.p.m	Partes por millón
%	Porcentaje
Oz/TM	Onza por tonelada métrica
°C	Grados centígrados
Cal/g	Caloría por gramo
mm	Milímetro
L/S	Relación líquido-sólido
ml	Mililitro
A°	Radio iónico/Radio atómico
t/h	Toneladas por hora
m ³ /h	Metros cúbicos por hora
μ	Micra
G's	Fuerza de gravedad
VFD	Unidad de frecuencia variable
Kg/h	Kilogramos por hora
pH	Potencial de Hidrógeno
"	Pulgada.
US\$	Dólares Americanos.
KW	Kilowatts
hrs	Horas
m ²	Metro cuadrado
cm ³	Centímetro cúbico
Kg	Kilogramo
m	Metro
TM	Toneladas métricas
mg/l	Miligramo por litro
g	Gramo
cm ²	Centímetro cuadrado
g/TM	Gramo por tonelada métrica
Psi	Libra por pulgada cuadrada
min	Minuto

g/lt	Gramo por litro
Km	Kilómetros
mm ²	Milímetros cuadrados
mg/cm ²	Miligramo por centímetro cuadrado
Bar	Unidad de presión
° ‘ ”	Latitud (grados, minutos, segundos)
a.C.	Antes de Cristo
d.C.	Después de Cristo
kw – hr	Kilowatts hora
m.s.n.m.	Metros sobre el nivel del mar
Amp.	Amperios
r.p.m.	Revoluciones por minuto
kJ/mol	Kilojulios por mol
m/s	Metros por segundo
atm	Atmosferas

LISTA DE TABLAS

3.1.	Molinos	23
3.2.	Fajas transportadoras	24
3.3.	Dosificación de reactivos	24
3.4.	Etapa de flotación bulk	32
3.5.	Etapa de flotación zinc	33
3.6.	Etapa de flotación zinc limpieza	34
3.7.	Densidad y humedad de concentrados	37
3.8.	Relación de la muestra	38
3.9.	Propiedades físicas del zinc	45
4.1.	Tipo y diseño de investigación	59
4.2.	Minerales observados	62
4.3.	Granos libres cabeza +100m	63
4.4.	Granos mixtos cabeza +100m	64
4.5.	Granos libres cabeza +200m	65
4.6.	Grannos mixtos cabeza +200m	65
4.7.	Granos libres cabeza +325m	66
4.8.	Granos mixtos cabeza +325m	67
4.9.	Granos libres cabeza -325m	68
4.10.	Número de granos y grado de liberación cabeza +100m	68
4.11.	Número de granos y grado de liberación cabeza +200m	69
4.12.	Número de granos y grado de liberación cabeza +325m	69
4.13.	Número de granos y grado de liberación cabeza -325m	70
4.14.	Descripción de la muestra cabeza +100m	71
4.15.	Descripción de la muestra cabeza -325m	77
5.1.	Condición estandar del proceso por segmentos en el circuito zinc	81
5.2.	Condiciones de flotación cleaner estandar	82
5.3.	Condiciones de flotación cleaner para un consumo de 25 gr/TM de cuprocianuro	82

5.4.	Condiciones de flotación cleaner para un consumo de 30 gr/TM de cuprocianuro	83
5.5.	Condiciones de flotación cleaner para un consumo de 35 gr/TM de cuprocianuro	83
5.6.	Condiciones de flotación cleaner para un consumo de 45 gr/TM de cuprocianuro	83
5.7.	Condiciones de flotación cleaner para un consumo de 50 gr/TM de cuprocianuro	83
5.8.	Balance metalúrgico del proceso estandar	85
5.9.	Balance metalúrgico con consumo de 35 gr/TM de cuprocianuro	85
5.10.	Balance metalúrgico con consumo de 40 gr/TM de cuprocianuro	86

LISTA DE FIGURAS

2.1.	Diagrama general de los procesos involucrados en investigación	6
3.1.	Ubicación unidad el Porvenir	9
3.2.	Mapa de la ubicación de la unidad minera	10
3.3.	Diagrama sección chancado	13
3.4.	Diagrama sección molienda	14
3.5.	Diagrama de flujo fase chancado	21
3.6.	Diagrama de flujo de fase molienda	23
3.7.	Diagrama de flujo flotación Pb/Cu	29
3.8.	Diagrama de flujo fase flotación Zn	35
3.9.	Producción nacional de Zn regiones	49
3.10.	Producción nacional de Zn por años	49
3.11.	Producción mundial Zn	50
3.12.	Interacción de partículas hidrofóbicas, hidrofílicas	51
3.13.	Diagrama agua - superficie de la burbuja - sólido	53
4.1.	Cabeza +100m, granos liberados	70
4.2.	Cabeza +100m, intercrecimientos	71
4.3.	Imágenes de la muestra: Partículas asociadas (Aumento 200x)	72
4.4.	Imágenes de la muestra: Partículas (Aumento 200x)	72
4.5.	Cabeza +200m, granos mixtos	73
4.6.	Cabeza +200m, granos libres	73
4.7.	Cabeza +200m, granos libres	74
4.8.	Cabeza +200m, intercrecimientos	74

4.9.	Cabeza +325m, granos libres	75
4.10.	Cabeza +325m, granos libres y granos mixtos	75
4.11.	Cabeza +325m, partículas libres de minerales	76
4.12.	Cabeza -325m, granos libres	76
4.13.	Cabeza -325m, granos libres	77
4.14.	Partículas liberadas (Aumento 400x)	78
4.15.	Partículas liberadas (Aumento 800x)	78
4.16.	Imágenes de la muestra: Partículas liberadas (Aumento 800x)	79
4.17.	Partículas liberadas (Aumento 800x)	79
5.1.	Circuito de limpieza Zn	81
5.2.	Factores Metalúrgicos obtenidos de los balances	84
5.3.	Evaluación de Cuprocianuro en limpieza del circuito de Zn	84
5.4.	Factores Metalúrgicos obtenidos de los balances	86

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

Los compuestos de sulfuro mantienen inalterables sus propiedades tales como los minerales, y algunas otras piedras como el oro, cobre, zinc y la plata, son estos materiales justamente los que se desean con el adecuado proceso de flotación adecuado. (Azañero, 2012)

Los polimetales sulfurados son minerales que en su mayoría se encuentran en la naturaleza, especialmente en nuestro territorio, por este motivo es de suma importancia conocer acerca de su naturaleza, comportamiento ya que todos ellos presentan propiedades de flotación diferentes, es decir se comportan de manera distinta ante diversas condiciones, entre estos los más representativos son aquellos que presentan activación natural de la esfalerita y sulfuros de hierro debido a las sales solubles que puede tener el mineral como resultado de la presencia de iones metálicos, en especial el cobre. (Azañero, 2012)

El presente estudio, analiza las particularidades del proceso de flotación cleaner de estos sulfuros, en la zona de Yarusyacan en la provincia del mismo nombre, por lo que con el fin de conocer y analizar los diferentes parámetros que presentan estos minerales, es que objetamos de manera secuencial y metodológica el análisis del proceso de flotación polimetálica en la etapa cleaner con el cuprocianuro, para posteriormente desarrollarse el mismo proceso de manera comparativa con los resultados actuales de nuestros resultados.

CAPITULO II

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

El concentrado polimetálico complejo que se obtiene (Pb, Cu, Zn con agregados de Ag, Ag), en la Planta concentradora El porvenir. Cuya procedencia de tales menas es del distrito de Yarusyacan – Cerro de Pasco, formado por una mezcla de minerales metalíferos con cantidades altas de pirita (FeS_2), esfalerita (ZnS), calcopirita (FeCuS_2), galena (PbS).

Las dificultades en el proceso de flotación se presentan principalmente en minerales polimetálicos complejos donde los sulfuros se muestran con distintas características.

Los problemas que presentan en la planta concentradora para el tratamiento del concentrado polimetálico son:

Variación del grado y recuperación del concentrado de Zn, no cumpliendo con la calidad de concentrado de acuerdo a las leyes de comercialización de concentrado de zinc. Así mismo recuperaciones por debajo de los estándares establecidos en el año 2016 de 51.5%, nos ha llevado a realizar el estudio de las variables a fin de mejorar la calidad de concentrado (grado y recuperación), por ello se proyecta estudiar el reactivo de flotación polimetálico en la alimentación de la 3ra limpieza cleaner y el pH.

2.1.1. EL PROBLEMA FUNDAMENTAL

El problema fundamental del presente trabajo de investigación es que el proceso actual en la planta concentradora El porvenir tiene inconvenientes de procesamiento del mineral tanto en calidad del concentrado de Zn y su recuperación, ya que; la variabilidad a lo largo de los meses en los resultados metalúrgicos del concentrado de Zn no son aceptables, de ahí la necesidad de realizar estudios en el circuito de Zn para determinar la adición de determinado reactivo polimetálico que podría mejorar la performance a niveles competitivos de resultados de concentrado de Zn, tanto en grado y recuperación.

2.2. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El desarrollo del presente estudio de tesis fundamenta su importancia, debido a la urgencia e importancia que se tiene para estudiar un tipo específico de mena sulfurada polimetálica.

En cuanto a la utilización de una meta fijada se analizaría de manera secuencial la manera en que reaccionan al proceso de flotación los diferentes metales, asimismo se argumenta que este comparativo arrojaría mayores resultados en la meta fijada de la comparación en porcentajes, los mismos que serían superiores para el concentrado del Zn estándar.

En los yacimientos de polimetales sulfurados que existen en nuestro territorio, este se caracteriza por la complejidad en cuanto a los minerales y sobre la formación geológica, como en el caso del Zn, en cuanto a los valores encontrados en la planta de concentración, inalteradas, en El Porvenir los ingenieros metalúrgicos logran desarrollarse, aplicando estudios sobre el comportamiento de los diferentes reactivos que se utilizan en el proceso de flotación.

2.1 MATRIZ DE CONSISTENCIA

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES E INDICADORES
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLE DEPENDIENTE
¿Cómo podemos mejorar los grados y recuperación del concentrado Zn?	Determinar el reactivo adecuado para el proceso de flotación actual en la planta concentradora para mejorar el grado y recuperación del concentrado Zn	La El uso de reactivos de flotación en el circuito de limpieza de zinc, mejoraría el grado y la recuperación en la planta concentradora del distrito de Yarusyacan – Cerro de Pasco	<ul style="list-style-type: none"> • %Recuperación de Zn. • Grado o calidad del concentrado de Zn.
PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS	HIPOTESIS ESPECIFICA	VARIABLE INDEPENDIENTE
¿Existen reactivos químicos en el mercado que ayuden a mejorar el concentrado de Zn?	El estudio en el empleo de nuevos tipos de reactivos para la etapa de limpieza en el circuito de Zn, donde se buscará que la recuperación y el grado mantengan las tendencias de competitividad.	La aplicación del cuprocianuro en la segunda etapa de limpieza cleaner Zn, podría deprimir el Fe contenido en el pre concentrado.	<ul style="list-style-type: none"> • Adición de reactivos polimetálicos de flotación. • pH.
¿Se ha desarrollado estudios al respecto, que favorezcan al incremento del grado y recuperación del concentrado Zn?	El Estudio del proceso de flotación en procesos polimetálicos para mejorar las recuperaciones y calidades de los concentrados de Zn.	La presente investigación mejoraría la rentabilidad de la planta concentradora El Porvenir.	
¿Qué efectos se tendrían en el empleo de nuevos reactivos químicos en la etapa Cleaner Zn?	Estudiar los efectos de los depresores en el desplazamiento de fierro, que influye en el grado y recuperación.	El Fe contenido en el pre concentrado de Zn, podría verse reducido con la aplicación de un reactivo específico en el circuito cleaner.	

Variables intervinientes controladas (Vilcapoma y Chávez, 2012):

Principales:

- Consumo de reactivos.
- Granulometría.
- Tiempo de flotación.
- pH de flotación.
- %S
- Dp
- Ge

Secundarias:

- Velocidad de agitación.
- Tiempo de acondicionamiento de la pulpa.
- Densidad de la pulpa.

2.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

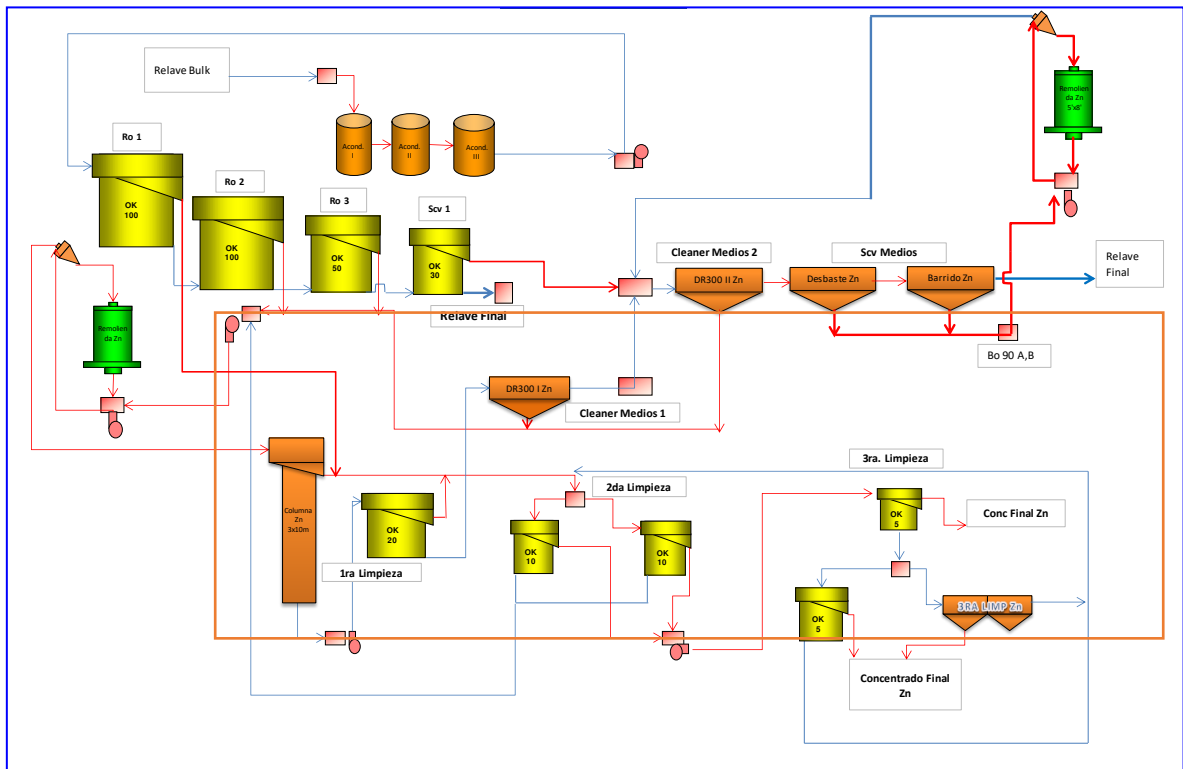
Con el fin de calcular nuestros indicadores y variables, es que hemos desarrollado un balance en los valores metalúrgicos, consiguiendo con esto que se mejore un aspecto relacionado con la limpieza y la etapa de contracción, con la finalidad de evaluar, interpretar y de mejorar la conexión entre las variables independientes y dependientes.

Variables requeridas para el balance metalúrgico:

$$\text{Contenido metálico} = \frac{(\text{ley}) \times (\text{peso})}{100}$$

$$\text{Recuperación} = \frac{\text{Contenido metálico del metal}}{\text{Contenido metálico del alimento}}$$

$$\text{Radio concentración} = \frac{\text{Peso del alimento}}{\text{Peso del metal}}$$



Fuente: Grupo Milpo (2018)

FIGURA 2.1. Diagrama general de los procesos involucrados en la investigación.

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO

3.1. ANTECEDENTES

En nuestro país, hay una riqueza increíble de minerales sulfurados polimetálicos, por esta razón es que resaltamos la importancia de conocer el comportamiento de estos en cuanto a la flotación diferencial entre estos minerales y otros que son más complejos, sin embargo, existen algunos que presentan un mayor índice de dificultad al medirse, estos son esfalerita y sulfuros de fierro, esto se presenta en mayor medida por las sales solubles que puede tener el mineral debido a la presencia de iones metálicos de distintos metales, principalmente cobre; siendo este último, junto al plomo, el zinc, los que presentan mayor dificultad debido al proceso de flotación selectiva, debido a la calidad y la eficacia en la separación de los concentrados que se podrían mejorar con un mayor tiempo de flotación y mayor número de etapas de limpieza. (Azañero, 2012)

La flotación diferencial de sulfuros polimetálicos, consiste en la recuperación de una o más especies mineralógicas, depositando en los relaves otras especies deprimidas por reactivos específicos. (Azañero, 2012)

En el 2007 Bonifacio Herrera, en su trabajo de investigación “Avances sobre procesamiento de minerales polimetálicos con contenido de pirrotita y serecita”, presentada en la convención Extemin. Manifiesta las bases que fundamentan la aplicabilidad del empleo de extracto de quebracho como depresor en combinación de un dispersante también producto obtenido a partir de extractos vegetales. También hace conocer los avances sobre el procesamiento de minerales con alto contenido de pirrotita, en el cual su objetivo general del proyecto en mención es desarrollar una tecnología eficiente y ambientalmente limpia, considerando como una herramienta para la mejora de la competitividad de la empresa, a partir de una visión de desarrollo sostenible.

Básicamente la investigación se basa en aplicación de diferentes tipo de reactivos secundarios, que de acuerdo a los resultados a nivel laboratorio realizados, tienen aplicación en la flotación Zn, la dosificación controlada no

conlleva a deprimir el Zn, el consumo utilizado para el Quebracho, varía en el rango de 20 a 40 gr/TM, y a nivel industrial con promedio de 30 gr/TM, la Dextrina debido a su gran número de grupos Hidroxil y su gran habilidad de formar complejos de grupos extraños se emplea como depresor, y en el presente trabajo se busca los niveles idóneos para la producción industrial para el tipo de mineral a tratar, la cual no es fácil de establecer rangos, siempre estará diferente para cada tipo de mineral, con el cuprocianuro, el estudio a referencia resalta que mayor dosificación se tiene buen incremento tanto como grado y recuperación y el fierro es controlado, siendo el consumo promedio de 35 gr/TM.

3.2. UBICACIÓN DEL DISTRITO DE YARUSYACAN – CERRO DE PASCO

3.2.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA

Localizada en Cerro de Pasco, Perú, a 4200 m.s.n.m. y a 190 Km en línea recta al noreste de Lima. El Porvenir, la primera mina de Milpo, es considerada la mina subterránea de mayor profundidad en el Perú y una de las más profundas de Latinoamérica (Extracción a 1250 metros debajo de la superficie). Su capacidad de producción es de 5,600 toneladas diarias.



*Fuente: Grupo Milpo (2015)

FIGURA 3.1. Localización unidad El Porvenir

Produce concentrados de zinc, plomo y cobre, con contenidos de oro y plata, mediante la flotación de mineral en su propia planta concentradora, la misma que tiene una capacidad de instalación de 5,600 TMD.

3.2.2. UBICACIÓN Y ACCESO

El yacimiento de Milpo políticamente pertenece al distrito de Yanacancha, provincia y región de Pasco, situado a 16 Km. de la ciudad de Cerro de Pasco. (Ministerio de Vivienda, 2007)

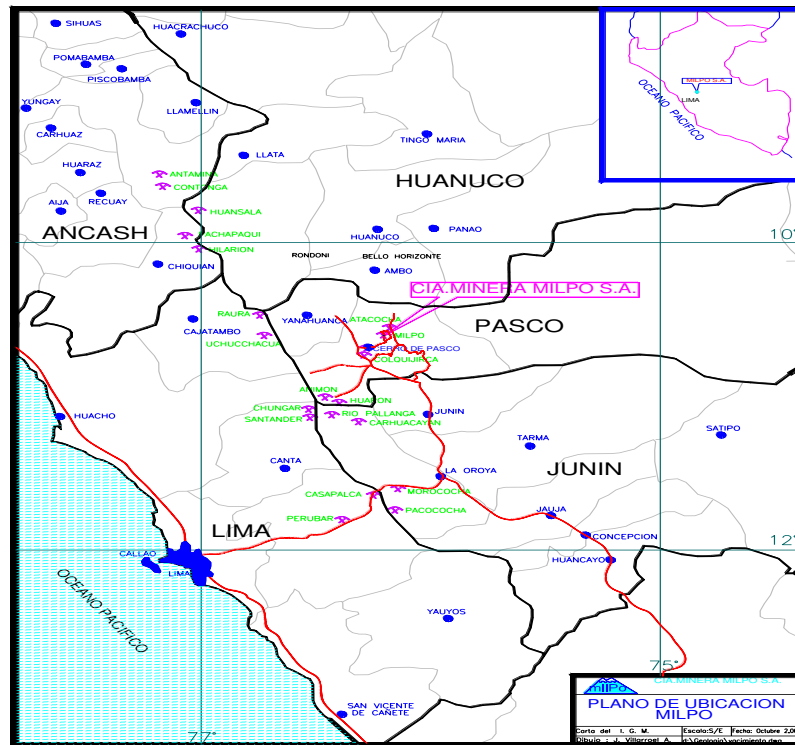
Sus coordenadas geográficas son: [3]

- Latitud 10°35' Sur Longitud 76°12' Oeste
- Cota 4000 m.s.n.m. Extensión 150 Hectáreas.

Desde la ciudad de Lima se puede llegar por la siguiente ruta:

Lima – La Oroya – Cerro de Pasco, Carretera asfaltada 305 Km. (Ministerio de Vivienda, 2007)

Cerro de Pasco – Milpo, Carretera afirmada 16 Km.



*Fuente: Grupo Milpo (2015)

FIGURA 3. 2. Mapa de la ubicación de la unidad minera

3.3. DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA CONCENTRADORA

3.3.1. HISTORIA

La explotación del yacimiento de Milpo se inició en el siglo XV en pequeña escala y en forma artesanal hasta el año 1942 en los que los señores Aquiles Venegas y Amador Nikander realizaron trabajos de exploración y desarrollo con excelentes resultados, por lo que en sociedad con los ingenieros Ernesto Baertl, Manuel Montori y Luis Cáceres P , comenzaron la construcción de la primera planta de procesamiento previa constitución de la Compañía Minera Milpo S.A, de fecha 6 de abril de 1949 con la integración de los señores Luis Picasso Peralta , Agustín de Aliaga , Pablo Dallado, Pedro Montori , Eulogio Fernandini y Luis Remy. En el año 1953 se construyó la planta de separación gravimétrica, siendo esta la primera de su clase en el Perú, la misma que tiene una capacidad de 54000 TM/mes con los minerales de ley promedio en cuanto al promedio de 160 gr/TM Ag. 4.3 % Pb y 6.5% de Zn, la cual se ha ido incrementando de manera sucesiva hasta el año 1978. (Allpoc y Parraga, 2008)

3.3.2. CLIMA

Milpo, localizado en la sierra central del país, presenta un clima de montaña, con temperaturas uniformemente bajas (4 - 5°C todo el año), verano de abril a noviembre e invierno de diciembre a marzo. (Allpoc y Parraga, 2008)

3.3.3 GEOLOGÍA GENERAL

Milpo es un sinclorium complejo; cuyos planos axiales tienen rumbo N – S paralelo al plegamiento regional, estratigráficamente constituido por la formación Pucará de edad Triásica a Jurásica y las formaciones Goyllarisquizga y Machay de edad Cretácica, desplazado por varios sistemas de fallas regionales activados en diferentes edades: (Allpoc y Parraga, 2008)

3.3.3.1. EL SISTEMA DE FALLAS

“La Estancia” de edad Jurásico Superior de rumbo NE – SW, que desplaza horizontalmente a la formación Pucará y emplazan a los sistemas de vetas San Carlos y la Estancia. (Allpoc y Parraga, 2008)

3.3.3.2. MILPO – ATACOCHA Y SAN MIGUEL – CHICRIN

Milpo – Atacocha y San Miguel – Chicrín de rumbos NS, activados en el Cretácico superior y responsables del hundimiento de las formaciones Goyllarisquizga y Machay que se han preservado de la erosión y afloran en los flancos Este y Oeste, como dos fajas en la formación Pucará. (Allpoc y Parraga, 2008)

3.3.4. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

3.3.4.1. SINCLINAL MILPO – ATACOCHA

Nuestro interés se basa en el sinclinal cóncavo, el mismo que es asimétrico y se proyecta al este y oeste a través de una serie de sinclinales, cuenta con un eje que se dirige del oeste al este Las calizas Pucará yacen verticalmente en el centro y a todo lo largo del eje a la formación Goyllarisquizca gradualmente buzando menos hacia los flancos, al oeste de Milpo dichas areniscas buzando 50° W, ya hacia la parte sur se encuentran curvados en posición vertical los topes escurridos hacia el oeste, existiendo varios ejes de pliegues se localizaron en esta zona un sinclinal el cual cuenta con índice elevado de mineralización. (Allpoc y Parraga, 2008)

FALLA REGIONAL MILPO - ATACOCHA

En cuanto a la estructura, en la Falla de Milpo - Atacocha, se encuentra dicha estructura que tiene un rumbo de NS, extendiéndose a lo largo del Yarusyacan el norte de la Hacienda Carmen Chico en el Sur. (Allpoc y Parraga, 2008)

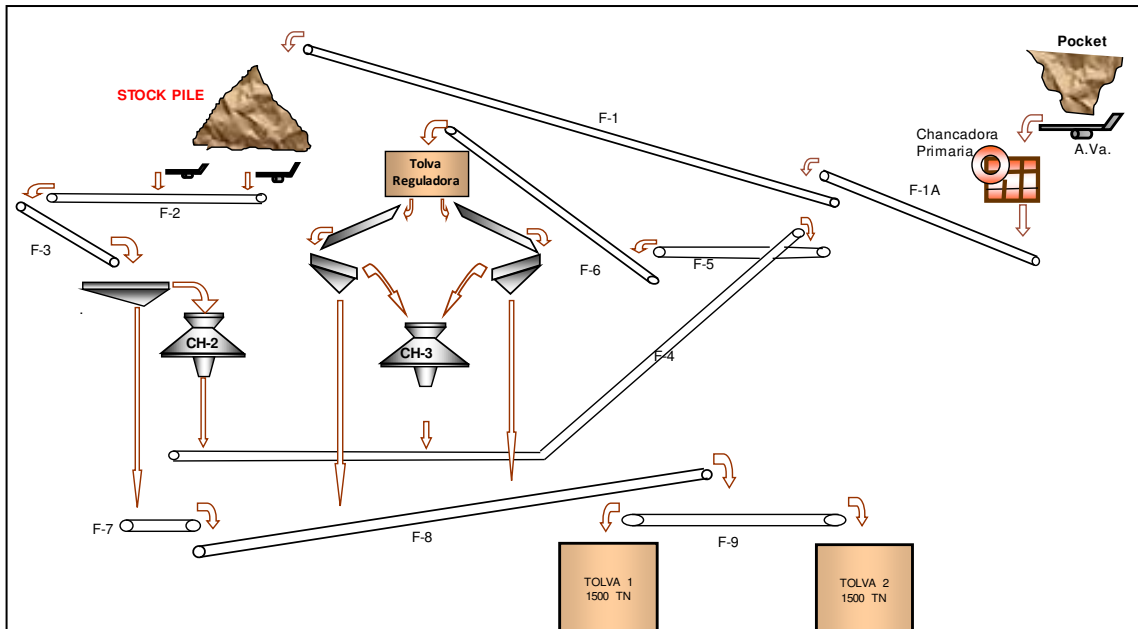
FRACTURAMIENTO

En este fracturamiento se presentan varias fallas más jóvenes y que se sitúan cerca a la Falla de Milpo-Atacocha, la misma que concuerda con los bloques

tectónicas, asociadas a las fuerzas compresionales E a W, que según el “elipsoide de formación” algunas corresponderían a fracturas de tensión (rumbo E-W), asimismo se presentan otras fracturas de resbalamiento rumbos N 65º-70ºE y N 50º-60ºW, identificando tres períodos de fracturamiento.

- **1º PERÍODO** o inicial, vinculado con el plegamiento regional N-S y con la falla Milpo - Atacocha.
- **2º PERÍODO**, que desarrolla fracturas de rumbo NE directamente vinculadas con la etapa de emplazamiento de los stocks, origen de los diques mineralizados, fracturas en calizas (vetas 1705) vetas San Carlos, Porvenir 9, además de fracturas cortas de rumbo N70ºE y N80ºE en los cuerpos mineralizados.
- **3º PERÍODO**, que desarrolla fracturas de rumbo N35ºW y N62ºW de pequeñas longitudes también vinculadas con los cuerpos mineralizados.

3.3. SECCIONES DE PLANTA CONCENTRADORA



*Fuente:Grupo Milpo (2018)

FIGURA 3.3. Diagrama sección chancado

3.4.1. SECCIÓN CHANCADO

El mineral recibido de mina aproximadamente con un tamaño de 15 pulgadas; es sometido etapas consecutivas de conminución, a fin de reducirlo a un tamaño menor a 7/16 pulgada, lo que constituye la alimentación a los molinos.

3.4.2. CHANCADO PRIMARIO

Se realiza en una Chancadora de Quijadas de 30" x 42", tipo Blake simplificada en circuito abierto, la cual se halla en una cámara subterránea. El tamaño máximo del producto de esta etapa es en promedio de 4.0 pulgadas.

3.4.3. CHANCADO SECUNDARIO

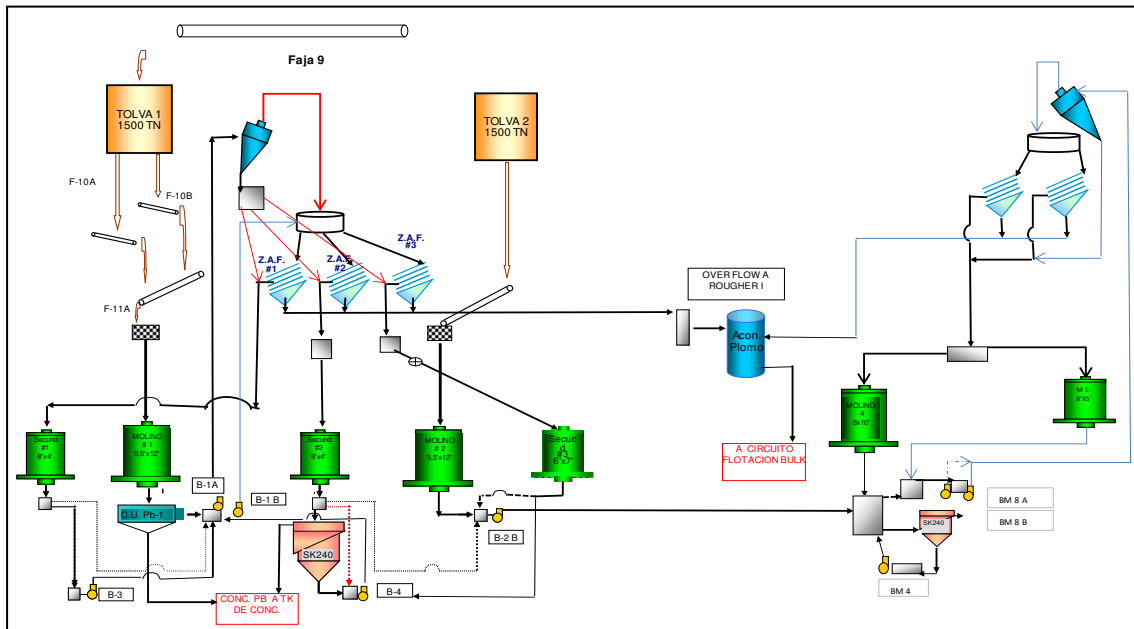
Se realiza en una Chancadora Cónica Symons Standard, en circuito abierto, la cual trabaja en serie con un clasificador vibratorio de mallas de doble piso destinado a aumentar la eficiencia de chancado. El mineral antes de ingresar a este equipo pasa por un magneto luego por un detector de metales.

3.4.4. CHANCADO TERCIARIO

Es la última etapa de esta sección, realizado mediante una Chancadora Cónica Symons de Cabeza Corta, la cual trabaja también con dos clasificadores vibratorios de mallas, en una configuración de circuito cerrado, es el responsable de entregar un producto final que será tratado en los molinos. También se dispone de equipos auxiliares como colector de polvos, extractor de aire. Nebulizadores, magneto, balanzas y fajas transportadoras.

La capacidad total de la sección Chancado es de aproximadamente 250 toneladas/hora. Sin embargo, por condiciones operativas de mantenimiento su capacidad se ve disminuida en aproximadamente 25%. El producto final de Chancado, cuyo tamaño máximo es 7/16 de pulgada es almacenado en dos tolvas de 1,500 toneladas cada una.

3.4.5. SECCIÓN MOLIENDA



*Fuente: Grupo Milpo (2018)

FIGURA 3.4. Diagrama sección molienda

El mineral es alimentado ininterrumpidamente a dos circuitos paralelos de molienda y clasificación. La molienda se efectúa en molinos de bolas, seguidamente se tiene la remolienda en circuito cerrado con hidrociclones de 6" para la clasificación cuyo producto de molienda debe ser superior a 53% -200m; también se cuenta con tres zarandas de alta frecuencia, las cuales son alimentadas por los molinos.

En la descarga de cada molino primario, se tienen instaladas celdas unitarias para la flotación - recuperación del mineral de plomo – plata (SK-240), estas celdas brindan una buena performance recuperando los valores pronto y grueso como fuera posible, permitiéndonos de esa manera obtener un concentrado de plomo de 72% Pb con una recuperación parcial de 55% de este elemento en esta etapa. En esta sección se dispone de varios sistemas de control automatizados; los cuales apoyan eficientemente para tener una operación bastante estable y sobre todo un producto de calidad constante y una granulometría bien controlada. Entre los instrumentos que se disponen tenemos:

Equipo de control granulométrico, densímetros nucleares, válvulas automáticas de agua, balanzas electrónicas, sensores de nivel y microprocesadores para

controlar toda la operación de molienda. En esta sección se registra el mayor consumo de energía de la planta, reportando un consumo de 11,0 Kw-hr por cada tonelada molida y la recarga de bolas de 1,5 a 3,0 pulgadas de diámetro tiene un desgaste de las bolas es 0,52 Kg/TM.

3.4.6. SECCIÓN FLOTACIÓN

Para producir los concentrados mencionados a partir del mineral de mina, se utiliza el proceso de flotación diferencial. La pulpa proveniente de la molienda es tratada con reactivos químicos específicos y luego alimentada a las celdas de flotación.

Una vez que se han recuperado los sulfuros de plata – plomo (Galena) y cobre (calcopirita), se procede a la recuperación del Zn. Para ello es necesario, dosificar un activador de Zn, anteriormente deprimido, que viene a ser el sulfato de cobre, este reactivo conjuntamente con el colector xantato, le dan una buena flotabilidad a la Esfalerita (Sulfuro de Zn), propiciando la flotabilidad de esta especie mineralógica. Esta última flotación se lleva a cabo en un ambiente alcalino; y por ello es necesario adicionar cal al circuito, para conseguir el pH apropiado. En esta sección, al igual que en las otras, se dispone de equipos auxiliares de procesamiento: se cuenta con bombas para la transferencia de pulpas, Controladores de nivel para las celdas de flotación, Tanques de acondicionamiento, área de preparación y dosificación de reactivos, equipos de muestreo, controladores de pH, dosificadores de reactivos, etc.

3.4.7. SECCIÓN FILTRADO

Se dispone de cuatro filtros de discos, los cuales se encargan de eliminar el agua del concentrado mediante bombas de vacío utilizando como medio filtrante una lona resistente y con un moderado grado de porosidad, a fin de que no se registren pérdidas de las partículas finas. Los concentrados se bombean desde los tanques de almacenamiento a su respectivo filtro, los concentrados filtrados son almacenados en rumas de donde son cargados directamente a los camiones utilizando un tractor. Después de la operación de filtrado, el concentrado de plomo sale con una humedad de 10,5%, el concentrado de cobre con 12% y el de Zn con 10,5%.

La capacidad de Planta durante el presente año 2014 es superior a los 5000 TM/día de mineral tratado. Por lo general la planta trabaja un total de 89 días cada tres meses, 361 días al año, la diferencia corresponde a paradas por mantenimiento de los equipos de molienda y flotación, es decir que se trabaja a un 99% de la capacidad instalada. Las recuperaciones promedio para Pb, Zn y Cu fueron de 84.06%, 91.16% y 34.6% respectivamente. El porcentaje restante queda en los relaves.

3.4.8. ÁREA DE LABORATORIO

3.4.8.1. SECCIÓN METALÚRGICA

Brinda apoyo directo a la operación; evaluando la calidad metalúrgica de la mena que está próxima a ingresar a planta; adicionalmente, se encarga de efectuar con cierta periodicidad balances metalúrgicos de los diferentes circuitos para evaluar su performance, es responsable de la preparación de los reactivos que se usan en la operación, es responsable de control de muestreo de las operaciones diarias, guardias, despacho de lotes y de la preparación de las muestras correspondientes, de igual manera prepara las muestras remitidas por las otras áreas de la unidad, internas o externas.

3.4.8.2. SECCIÓN QUÍMICA

Se encuentra administrada por Laboratorios Inspectorate del Perú. el mismo que se encarga de realizar los ensayos de todas las muestras provenientes de la operación diaria de guardias, despachos de concentrados, muestras especiales provenientes de la sección metalúrgica, mina, exploraciones, suelos, aguas, muestras de dirimencia, etc.; a la fecha las secciones de preparación de muestras y análisis químico trabajan en forma coordinada mediante el uso de un software que enlaza a ambas secciones, reduciendo los márgenes de error en el manejo de muestras y resultados correspondientes. Con este fin se han instalado computadoras que trabajan en red en ambas secciones enlazados con los equipos de pesaje y análisis.

3.5. FASES INVOLUCRADAS EN LA PLANTA CONCENTRADORA

3.5.1. FASE I

Las actividades de chancado primario estarán referidas a todos los trabajos que se realicen desde la recepción del mineral de la mina a través del Pocket, hasta su envío al Stock Pile, en esta fase se tendrán en cuenta las siguientes etapas:

3.5.1.1. RECEPCIÓN Y LIMPIEZA DE MINERAL

Para esta limpieza se retirarán otros materiales tales como minerales, maderas, y fierros los mismos que se cuelan al pasar por el alimentador de vaivén.

3.5.1.2. CHANCADO PRIMARIO

El proceso primario de chancado, se hace a través de una quijada de muela fija y otra que sea móvil, reduciendo las dimensiones de 12 a 4 pulgadas por dimensión de dichos materiales o minerales.

3.5.1.3. ENVÍO DE MINERAL AL STOCK PILE

A través del proceso de chancado, este mineral se ajusta a la faja N°1, mediante un electroimán que atraerá en primer lugar las partículas de hierro, latas y otros elementos de menor dimensión que hayan sido detectados en el proceso de limpieza inicial, después del mismo que se ajusta a la Faja N° 1B enviado desde el stock pile.

EQUIPOS PRINCIPALES

- a. Pocket de mineral
- b. Alimentador vaivén
- c. Chancadora de quijadas
- d. Colector de polvos
- e. Faja 1A y 1 B

VARIABLES A CONTROLAR EN LA FASE I

- a. Tiempo de empleo del chancado y control del Horómetro.
- b. Porcentaje del nivel de mineral en el Pocket. (máximo 100%)
- c. Amperaje de la Faja N°1B. (80 Amp.)
- d. Tonelaje total en el chancado.

3.5.2. FASE II

Nuestra finalidad en esta segunda fase se orienta al chancado, realizando una segunda reducción del mineral que se procesó en la Fase I y el mismo que cuenta con un diámetro máximo de 4 pulgadas, este debe mantener las tolvas de finos, siempre abastecidas:

3.5.2.1. RECEPCIÓN Y ALIMENTACIÓN DE MINERAL

En la recepción del proceso de carga del stock pile, con los dos alimentadores de doble orientación, este alimentador en la mayoría de los casos trabajara en el caso de existir una carga y el alimentador auxiliar siempre y cuando este contenga un mínimo grado de mineral o que se tenga o deba remover lo poco de material que queda en el stock pile.

3.5.2.2 LIMPIEZA, CLASIFICACIÓN Y PESAJE DE MINERAL

El proceso describe un ingreso de material que parte del Stock Pile, a través de la faja de transportación N° 2, en dirección al detector de metales, dentro de este proceso se detendrá la faja en caso de que se encuentre cualquier tipo de mineral adherido de esta faja, posteriormente este mineral será limpiado, pesado e ingresado a través de una balanza Merick y el tercer proceso se ajusta en el cedazo primario, a través de un movimiento con un diámetro mayor de 7/16 pulgada pasará al chancado secundario y terciario; y el mineral menor de 7/16 pulgadas se transportara a través de las fajas N° 7 y 8 a las tolvas de finos N° 1 ó 2.

3.5.2.3. CHANCADO SECUNDARIO

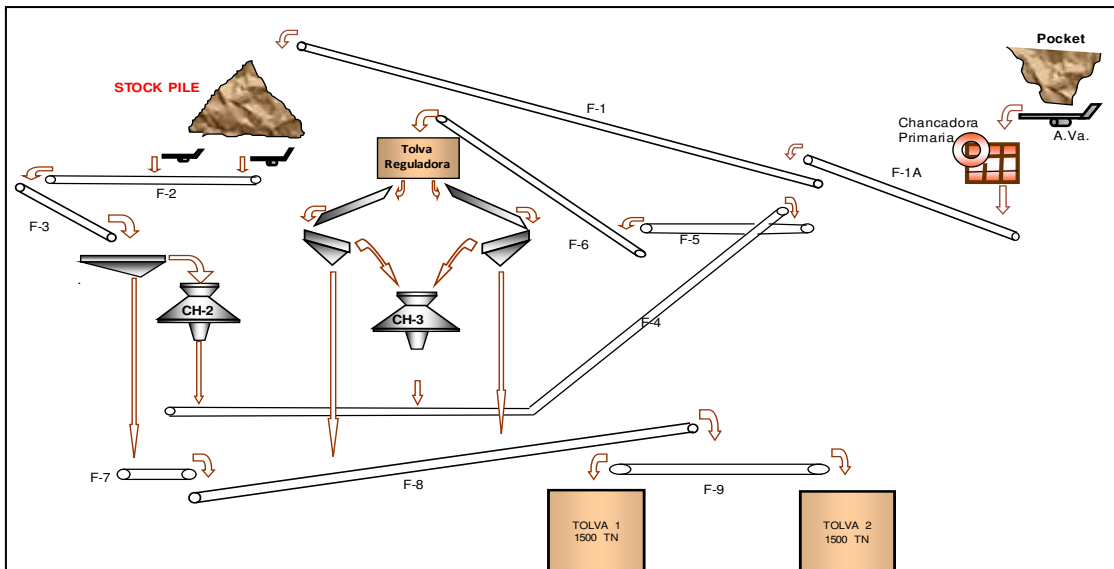
Posteriormente con el clasificado del mineral este se hará en el cedazo primario a través de un movimiento que tiene un diámetro mayor de 7/16 pulgada, el mismo que trabajara a través de la fuerza de gravedad para ingresar a la chancadora hidráulica 2, en donde el mineral constara de un diámetro de 1 1/4 pulgada que sale de la chancadora secundaria será transportado hacia las tolvas reguladoras a través de las fajas de transporte 4, 5 y 6 en donde se realizara el tercer proceso de chancado.

3.5.2.4. CHANCADO TERCARIO

Para el tercer proceso del chancado, que estamos analizando, ingresara a la chancadora con un diámetro de 7/16 pulgadas, la misma que se transportará a las tolvas de proceso a través de las fajas N° 8 y 9, y el resto del mineral mayor a 7/16 hacia el chancado terciario que se realiza en una chancadora cónica de cabeza corta, para posteriormente a través de la faja 4, la podamos transportar hacia la tolva la cual será regulada para posteriormente proseguir en chancado a través de un proceso cerrado, hasta que este logre ser más pequeño del tamaño de 7/16 pulgadas.

3.5.2.5 ALMACENAMIENTO DE MINERAL

El almacenamiento de mineral se realizará en las tolvas de finos N° 1 y 2, con mineral reducido a un diámetro menor de 7/16 pulgadas, provenientes de los cedazos primarios y secundarios.



*Fuente:Grupo Milpo (2018)

FIGURA 3.5. Diagrama de flujo fase chancado

PRINCIPALES EQUIPOS

- Alimentadores de vaivén.
- Cedazo primario.
- Chancadora secundaria.
- Fajas del 2 al 9.
- Tolva reguladora.
- Cedazos secundarios.
- Alimentadores vibratorios.
- Chancadora terciaria.
- Tolva de finos No 1 y 2.

VARIABLES A CONTROLAR EN FASE II

- Tonelaje de mineral ingresado (5000-6000 TMH).
- Nivel de mineral en las tolvas de finos al inicio y al final de la guardia.
- Horas de operación.
- Velocidad de los alimentadores tipo vaivén. (70 – 90%).
- El amperaje de las fajas:
- Faja 2 \Rightarrow 9 Amp.

- Faja 6 ⇒ 50 Amp.
- Faja 4 ⇒ 50 Amp.
- Faja 8 ⇒ 50 Amp.

3.5.3. FASE III

3.5.3.1. SECCIÓN MOLIENDA

Es aquí en donde se liberará de manera completa las valiosas partes del mineral, es donde aparecen los (sulfuros de Zn, Pb, Cu, Ag), a través de la faja, asimismo se puede observar que el mineral se muele con un mayor costo de molienda, y hasta cierto grado, consiguiendo una molienda de mayor finura la cual conlleva a la recuperación de valores, a través de la molienda que tiene las siguientes actividades:

3.5.3.2. ALIMENTACIÓN DE MINERAL

La alimentación de mineral, se realiza a través de las fajas alimentadoras, N° 11 A y B, orientados en un circuito que se encarga de moler el contenido de las tolvas que cuentan con un sensor de control de nivel en cuanto a la carga y mediante el módulo de punto seguido o set point el cual se debe regular en cuanto a la velocidad de acuerdo al tonelaje de tratamiento programado.

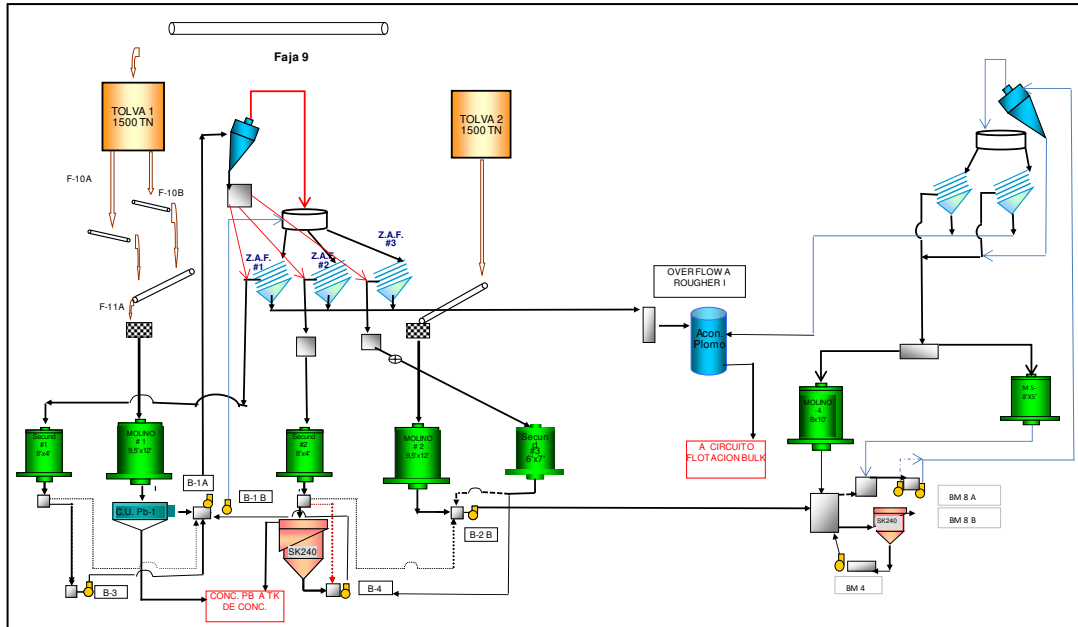
3.5.3.3. MOLIENDA Y CONCENTRACIÓN DE MINERAL

El ingreso respectivo de material a las moliendas, para su acondicionamiento, debe ser mezclado con líquidos, agua y otros reactivos debido a la dosificación de acuerdo a las condiciones mineralógicas del material, estos reactivos deben ser graduados en cuanto al ingreso de los molinos, para después ser acondicionados posteriores al molido, la pulpa resultante deberá ser mezclada con un reactivo espeso antes de ir y colocarlos en las celdas unitarias de Pb.

3.5.3.4. CLASIFICACIÓN

En cuanto a las celdas unitarias de Pb y a las celdas SK-240 (celdas flash), estas se obtendrán de acuerdo al concentrado unitario de Pb, posteriormente serán enviados a los tanques concentrados para el proceso final de clasificación, esto

es relevante por las celdas unitarias de Pb y enviado nuevamente a la Remolienda.



*Fuente: Grupo Milpo (2018)

FIGURA 3.6. Diagrama de flujo fase molienda

EQUIPOS PRINCIPALES EN MOLIENDA

- Molinos primarios N° 1 y 2.
- Molinos secundarios N° 1 y 2.
- Molino secundario N° 3.
- Zarandas de alta frecuencia 1 2 y 3.
- Fajas 10 A, B, C y D.
- Fajas 11 A y B.

TABLA 3.1. Molinos

MOLINOS				
ESPECIFICACIÓN	MARCA	MOTOR HP	TAMAÑO	VELOC.
MOLINO PRIMARIO N°1 9-1/2"x12'	KOPPER	600	9.5x12'	19,04
MOLINO PRIMARIO N°2 9-1/2"x12'	KOPPER	600	9.5x12'	19,04
MOLINO SECUNDARIO	HARDINGE	200	8'x4'	21
MOLINO SECUNDARIO	COMESA	200	6'x7'	23,5

TABLA 3.2 Fajas Transportadoras

FAJAS TRANSPORTADORAS				
ESPECIFICACIÓN	MARCA	MOTOR	TAMAÑO	LONG.
FAJA 10A	YOKOHAMA	1,2	30	73' 3"
FAJA 10B	YOKOHAMA	3	30	18.4 m
FAJA 10C	YOKOHAMA	1,2	30	73' 3"
FAJA 10D	YOKOHAMA	3	30	18.4 m
FAJA 11A	YOKOHAMA	4,8	24	30 m
FAJA 11B	YOKOHAMA	4,8	24	81.5'

TABLA 3.3. Dosificación de reactivos

NOMBRE	CANTIDAD	g/TM
SULFATO PENTAHIDRA	21850.00	205.26
COLECTOR DSP-009-I	2203.15	20.70
CAL VIVA	40478.31	380.26
CIANURO DE SODIO	1675.00	15.74

AYUDA FILTRANTE AF	1755.38	16.49
METIL ISOBUTIL CAR	1705.00	16.02
SULFATO DE ZINC	9000.00	84.55
DITIOFOSFATO AR-125	569.83	5.35
AEROPHINE 3418-A	236.32	2.22
DITIOFOSFATO AR-1242	556.78	5.23
BICROMATO DE SODIO	750.00	7.05
XANTATO ISOPROPILI	550.00	5.17
CARBOXY METIL CELU	375.00	3.52
METASILICATO DE SO	250.50	2.35
DITIOFOSFATO MCC25	20.95	0.20
CARBON ACTIVADO	10.25	0.12

*Fuente: Elaboración propia (2018)

3.5.3.5. SECCIÓN REMOLIENDA

Esta es la etapa siguiente a la molienda, el objetivo principal de esta sección es la de ayudar a la molienda a llegar a la granulometría requerida para una buena flotación, aquí se tienen dos zonas; Remolienda Zn y Remolienda Plomo, cada una de estas tiene en circuito cerrado un hidrociclón que es alimentado por la descarga del molino y el alimento fresco.

3.5.3.6. SECCIÓN FLOTACIÓN

Esta técnica de flotación es la de procesamiento de minerales de mayor relevancia, y de proceso más dinámico, cada vez que usa y aplica más en el tratamiento de tonelajes cada vez más grandes y cubrirá nuevas áreas.

3.5.3.7. LA FLOTACIÓN POR ESPUMAS

La flotación por espumas es la que se concentra en mayor medida y de mayor uso en cuanto a la concentración de minerales, comprendiendo un tratamiento químico de una pulpa de mineral a fin de crear los objetivos y los aspectos o factores favorables para la adhesión de algunas de las partículas de mayor dinámica, este tiene por objetivo separar las especies de minerales, dividiéndolos de manera muy fina de la pulpa, y aprovechando de esta manera las propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico), a través del agua. Estas especies valiosas o estériles, son útiles y constituyen menos minerales a través del pulido de fracciones del material, asimismo a través de este proceso se procederá a la adhesión de las burbujas eliminando todos los materiales que necesitan ser eliminados. Es así que estas propiedades se eliminan de manera natural y en otras ocasiones se pueden acentuar a través de los reactivos de flotación. (Bravo, 2004)

3.5.3.7.1. PRIMERA FLOTACIÓN (FLOTACIÓN DE Pb)

a. FLOTACIÓN DE Pb

El mineral a través de la flotación de Pb, es molido y producido en los molinos con la densidad requerida (aprox. 1250g/l), la misma que es recibida en las celdas unitarias de Pb, obteniendo de esta manera un proceso de flotación a través de la administración de aire en dichas celdas unitarias y posteriormente se envían a los tanques de concentrado de Pb para filtrarlos de manera respectiva.

b. DESBASTE(ROUGHER) DE Pb

En relación al primero de ellos el overflow, este es clasificado y zarandeado a muy altas frecuencias, para posteriormente acondicionarlo a través de los ciclones que el UnderSize determina para la etapa posterior Rougher, esta se debe conformar por celdas OK- 30 luego a la OK-50, en las que a través del ingreso de aire y el uso del reactivo se logra una adecuada flotación del Pb, posteriormente a esta etapa estos pasan respectivamente por una celda unitaria 3 o al celda DR-300, la cual esta acondicionada por el relave de esta celda se envía la flotación Rougher.

En estos procesos y los que son llevados a cabo a través de las diferentes etapas, el primero de ellos el overflow, es asistido a través de ciclones de viento y el segundo de ellos el Rougher, se hace a través de la conformación de las celdas, OK- 30, y luego este se expandirá a las OK-50, estos se regulan a través del aire, y con el uso adecuado del reactivo para luego de esto realizar la flotación del material Pb, con la etapa por las que pasan las celdas unitarias de manera consecutiva.

3.5.3.7.2. SEGUNDA FLOTACIÓN (FLOTACIÓN BULK)

a. ROUGHER BULK

Sobre la recepción en cuanto a las celdas DR-30, este relave se recibe a través del acondicionador Bulk la cual adicionándole los reactivos y agitándolos de manera simultánea en el caso del cobre y el plomo están acondicionadas y entran a las celdas Rougher para su primera flotación del concentrado Bulk, asimismo se desarrollará la espuma a través del relave al cual le sigue el proceso de Scavenger/Bulk.

b. SCAVENGER BULK

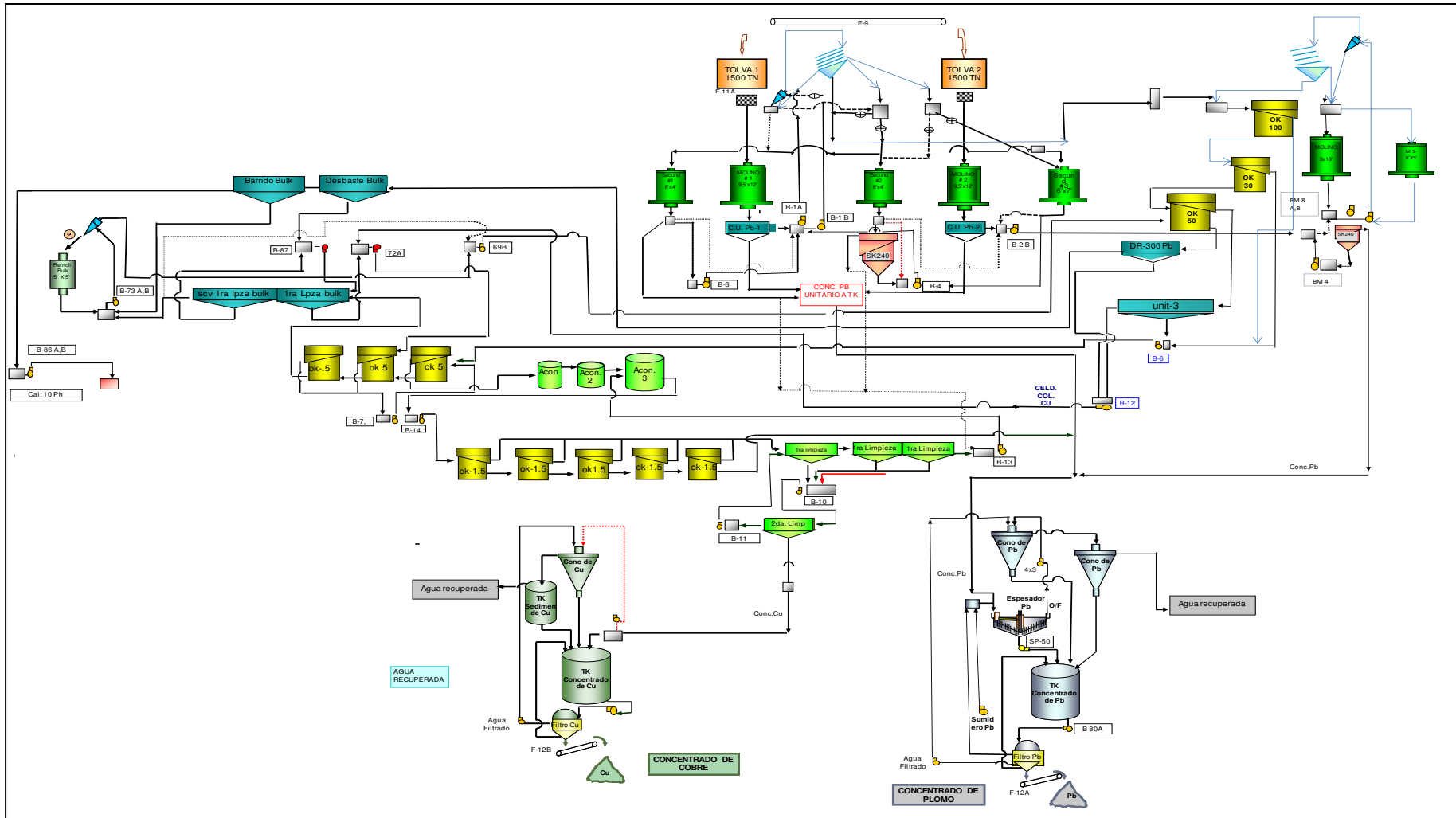
En el caso del proceso de la etapa Rougher/Bulk, este es desarrollado en la etapa Scavenger, a través del ingreso del aire, con el uso de los reactivos, efectuándose la separación y el empaquetado del concentrado del Pb hacia una nueva fase de molienda en donde se clasificará dicho concentrado para posteriormente limpiarlos enviando el Zn luego al Scavenger/Bulk.

c. LIMPIEZA BULK

Para el proceso de separación de los relaves del cobre y plomo, este se desarrolla en la etapa Scavenger en la cual se pasa por un proceso de limpieza antes de obtenerse el concentrado Bulk, luego este concentrado es recibido por la celda columna Bulk, la cual pasa de manera directa por la celda unitaria Bulk y el relave pasa en segunda parte por la limpieza de este concentrado y el acondicionamiento de este material.

3.5.3.7.3. TERCERA FLOTACIÓN (SEPARACIÓN COBRE/PLOMO)

- a. **FLOTACIÓN DE Cu:** Esta recepción se realiza al concentrado en el procedimiento de Bulk que se desarrollan en los tanques 1, 2 y 3 de acondicionamiento de Cobre, este acondicionamiento se hace con el uso de reactivos para generar las condiciones necesarias que nos permitan separar el plomo en las etapas de Rougher
- b. **ROUGHER DE Cu:** Este proceso consta de 6 celdas, en donde se produce un material que va hacia la etapa de limpieza, esta celda trabaja en teoría en el proceso de Scavenger de Cobre en cuyo relave se obtiene el concentrado de Plomo.
- c. **LIMPIEZAS DE Cu:** Se desarrolla en los procesos 1 y 2, en donde se genera lo que es el concentrado de cobre final, en primer lugar, en la celda de limpieza 1, esta cuenta con un concentrado final que es enviado a la etapa de filtrado y el relave obtenido se une a las espumas del Scavenger/Cleaner. Estas espumas ayudan a concentrar aún más las de esta primera limpieza. En el caso de la segunda, se produce la limpieza final del mineral.



3.7. Diagrama de flujo circuito Pb/Cu

3.5.3.7.4. CUARTA FLOTACIÓN (FLOTACIÓN DE Zn)

- a. **FLOTACIÓN DE Zn:** Para el caso de este material, comienza con la recepción del relave del Scavenger/Bulk en los tanques de acondicionamiento de Zn, con el que se desarrolla el uso de reactivos y a través de agitadores pudiéndose obtener las condiciones que nos permitan la activación en la etapa Rougher. El material del Zn.

- b. **ROUGHER DE Zn:** El relave se carga a través del material de pulpa que pasa por las celdas del Rougher (DR-300 I y II) y el concentrado que se obtiene de estas son enviados a la celda columna de Zn, para posteriormente adicionarse el relave que pasa al Scavenger de Zinc.

- c. **SCAVENGER DE Zn:** En este proceso el relave entra del Rougher y es recibido por en la etapa Scavenger de Zn, el concentrado que se obtiene es enviado a las celdas N° 3 del Rougher y enviado hacia la etapa de Relleno Hidráulico o a la cancha de relaves.

- d. **LIMPIEZA DE Zn:** En cuanto al relave de esta se encuentra en la celda de la columna de Zn, esta es recibida en primera manera para la limpieza, a través de (Dos grupos en serie de cuatro celdas cada uno), es así que se sigue con este proceso y luego se envían a las celdas de la segunda limpieza, a través de los tanques de acondicionamiento

EQUIPOS PRINCIPALES

- Acondicionador de Pb.
- Desbaste de Pb Celdas DR-300.
- Celdas Unitarias.
- Celdas SK 240 1 y 2.
- Acondicionador Bulk.
- Desbaste Bulk.
- Barrido Bulk Celdas DR-100.
- Molino de remolienda Bulk.
- Hidrociclón de remolienda Bulk.
- Primer Cleaner Bulk.
- Segundo Cleaner Bulk.
- Cleaner-Scavenger Bulk.
- Celda columna Bulk.
- Acondicionadores de Cu N° 1, 2 y 3.
- Desbaste de Cu.
- Barrido de Cu.
- Primer Cleaner de Cu.
- Segundo Cleaner de Cu.
- Tercer Cleaner de Cu.
- Acondicionadores de Zn N° 1, 2 y 3.
- Desbaste I y II de Zn.
- Barrido I y II de Zn.
- Celda columna de Zn.
- Celdas tanque de Zn OK 30 y 50.
- Primer Cleaner de Zn.
- Segundo Cleaner de Zn.
- Tercer Cleaner de Zn.
- Molino de remolienda de Zn.
- Hidrociclones de remolienda de Zn 1, 2, 3 y 4.

TABLA 3.4. Etapa de Flotación Bulk

Etapa de Flotación Bulk			
<u>Descabezadoras MP-1</u>			
	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Unitarias	3	2,8	8,4
Celda SK-240 No 1	1	8,0	8,0
Total			
<u>Descabezadoras MP-2</u>			
	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Unitarias	3	2,8	8,4
Celda SK-240 No 1	1	8,0	8,0
Total			
<u>Descabezadoras MP-1-2</u>			
	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Unitarias	6	2,8	16,8
Celda SK-240 No 1	2	8,0	16,0
Total			32,8
<u>Acondicionador Bulk</u>			
	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Unitarias	1	22,2	22,24
Total			22,24
<u>Rougher Bulk</u>			
	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Ok-30 OUTOTEC	1	30,0	30,0
Celda Ok-50 OUTOTEC	1	50,0	50,0
Celda DR-300 DENVER	2	8,5	17,0
Total			97,0
<u>Desbaste Bulk</u>			
	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Unitarias	8	2,8	22,4
Total			22,4
<u>Barrido Bulk</u>			
	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Unitarias	8	2,8	22,4
Total			22,4
TOTAL FLOTACION BULK			174,6 m3

TABLA 3.5. Etapa de Flotación Zinc

Etapa de Flotación Zinc			
<u>Acondicionador Zinc</u>	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Tanque	3	28,9	86,7
Total			
<u>Rougher Zinc</u>	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Ok-30 OUTOTEC	1	30,0	30,0
Celda Ok-50 OUTOTEC	1	50,0	50,0
Celda DR-300 II DENVER	3	8,5	25,5
Total			105,5
<u>Desbaste Zinc</u>	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda DR-100 DENVER	10	2,8	28
Total			28
<u>Barrido Zinc</u>	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda DR-100 DENVER	10	2,8	28
Total			28
TOTAL FLOTACIÓN ZINC			161,5 m3

TABLA 3.6. Etapa de Flotación Zinc Limpieza

Etapa de Flotación Zinc Limpieza			
<u>Limpieza de Medios</u>	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Ok-20 OUTOTEC	1	20,0	20,0
Celda DR-300 I DENVER	2	8,5	17,0
Total			37,0
<u>Primera Limpieza</u>	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Columna Zn	1	70,0	70,0
Total			70,0
<u>Segunda Limpieza</u>	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Ok-10 OUTOTEC	2	10	20,0
Total			20,0
<u>Tercera Limpieza</u>	Equipos	Vol. / Equipo	Vol. Total m3
Celda Ok-05 OUTOTEC	2	5	10,0
Total			10,0
TOTAL FLOTACION ZINC			137,0 m3

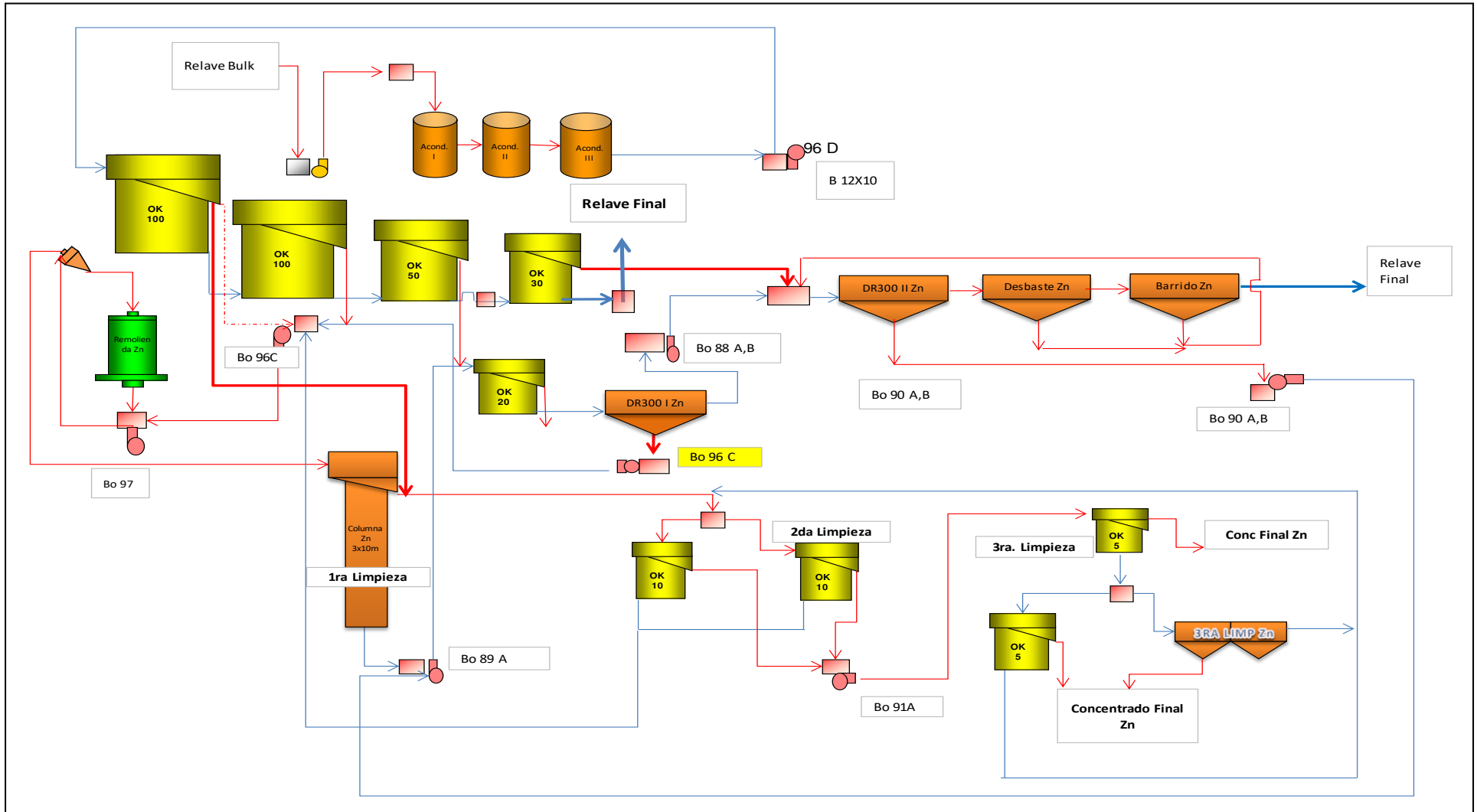


FIGURA 3.8. Diagrama de flujo fase flotación Zn

3.5.4. SECCIÓN FILTRADO

Esta es una operación en la que una mezcla heterogénea compuesta de un fluido y de las partículas de unos sólidos son separados en sus componentes mediante el uso de un medio filtrante que permite el paso del fluido, pero logrando que las partículas sólidas se retengan. La mezcla fluye por la acción impulsora, como la fuerza de gravedad, la presión (o el vacío) o la fuerza centrífuga. Las partículas sólidas retenidas van formando una torta porosa sobre la que se superponen estratos sucesivos a medida que el líquido va atravesando la torta (cake) y el medio filtrante.

Este proceso se hace a través del filtrado que se desarrolla con la recepción de los tanques de concentrados hasta el envío del cake, hacia la cancha de concentrados de Pb, Cu y Zn, para posteriormente realizar el respectivo seguimiento de las actividades desarrolladas:

3.5.4.1. RECEPCIÓN CONCENTRADO DE Pb, Cu Y Zn

En esta etapa, el material se acerca a las artesas del filtrado de las máquinas concentradas en Pb, Cu y Zn, los mismos que tienen como origen los tanques de almacenamiento, que en esta etapa se elimina en el tanque de vacío a través de la pulpa del material.

Posteriormente a la operación del mineral, este se adhiere a las lonas del disco, concentrado de esta manera el aire soplado el cual desprende los filtros a través de una mezcla con el concentrado adherido en los filtros para caer en las fajas que las transportaran hacia las rumas de concentrados de Pb, Cu y Zn.; este proceso de filtrado se hace a través o mediante un monitoreo en la gestión de la calidad como el jefe lo realiza con la supervisión para que este proceso cumpla con los todos parámetros necesarios:

TABLA 3.7. DENSIDAD Y HUMEDAD DE CONCENTRADOS

Concentrado	Densidad (gr/lit)	Humedad (%)
Zinc	1600	9.8 – 11
Plomo	2000 – 2400	8 – 9
Cobre	1500	13 – 14

*Fuente: Elaboración propia (2018)

EQUIPOS PRINCIPALES EN FILTRADO

- Tanques de concentrado de Zn, Pb y Cu.
- Filtro de discos concentrado de Zn, Pb y Cu.
- Conos de Zn, Pb y Cu.
- Espesador de Pb.
- Fajas de concentrados de Zn, Pb y Cu.

3.5.5. LABORATORIO QUÍMICO – METALÚRGICO

El laboratorio químico metalúrgico de la empresa Milpo S.A., está actualmente separada en dos: laboratorio metalúrgico que está a su cargo de la misma empresa, mientras que el laboratorio químico es administrado por la empresa contratista Inspectorate S.A.C.

El laboratorio químico metalúrgico comprende de tres zonas:

- Área de preparación de muestras.
- Laboratorio químico.
- Laboratorio metalúrgico.

TABLA 3.8. Recolección de la muestra

TIPO MUESTRA	OBTENCIÓN DE LA MUESTRA	VARIABLES A HALLAR	PERIODO DE ENSAYES QUÍMICOS
Cabeza	Alimento a molinos 1 y 2	%Humedad Ensaye químico	Por guardia, Compósito semanal y mensual.
Concentrado Pb	Descarga al tanque de almacenamiento de Pb.	Ensaye Químico	Por guardia, Compósito semanal y mensual.
Concentrado Zn	Descarga al tanque de almacenamiento de Zn.	Ensaye Químico	Por guardia, Compósito semanal y mensual.
Concentrado Cu	Descarga al tanque de almacenamiento de Cu.	Ensaye Químico	Por guardia, Compósito semanal y mensual.
Relave. Zn	Relave. del Zn	Ensaye Químico	Por guardia, Compósito semanal y mensual.
O/F	Rebose del ciclón 1 (U/S de ZAF), 2 y 3 (Repulpado)	Análisis Mallas Ensaye Químico	Por guardia, Compósito semanal y mensual.
Celda Unit. Pb	Cajón receptor de concentrado Unitarias de Pb.	Ensaye Químico	Compósito diario
Cleaner Pb	Espumas de 1° limpieza Pb	Ensaye Químico	Compósito diario

*Fuente: Elaboración propia (2018)

3.5.6. ÁREA DE PREPARACIÓN DE MUESTRAS

En este ambiente se preparan las muestras para su posterior análisis, ya sea químico como metalúrgico. Las muestras de planta se señalan en el cuadro adjunto:

EQUIPOS Y MATERIALES

- Tamizador en húmedo.
- Filtradores.
- Estufas.
- Tamizador (RO-TAP).
- Chancadora de quijada de laboratorio.
- Pulverizador de anillos.
- Pulverizador de discos.
- Extractor de polvos.
- Molino de laboratorio.
- Balanza.
- Hornos.
- Chancadora de rodillo de laboratorio.

3.5.7. LABORATORIO METALÚRGICO

En esta sección lo que se analizan mayormente son muestras del proceso de molienda, flotación y filtros, dentro de los principales controles metalúrgicos que se realizan tenemos:

- Control de los sets de chancadoras.
- Control de factores de alimentación a molinos.
- Control de nivel de bolas.
- Control de recarga diaria de bolas.
- Verificación de la función de distribución de bolas.
- Mantenimiento, reparación y modificación de las líneas de dosificación de reactivos.
- Control de calidad de reactivos por lotes.

- Control y evaluación de reactivos nuevos u otros proveedores.
- Balance de masa de los circuitos de chancado de fases I y II.
- Análisis granulométrico de los circuitos de chancado de fases I y II.
- Control del grado de molienda.
- Balance y eficiencia de los circuitos principales de molienda y clasificación.
- Balance y eficiencia de los circuitos remolienda.
- Balance de masa de fase III.
- Balance metalúrgico integral y por mallas de fase III.
- Control de eficiencia del Espesador.
- Control de eficiencia de filtrado

EQUIPOS Y MATERIALES

- Molino de bolas de laboratorio.
- Equipo de flotación.
- Medidor de pH digital.
- Medidor de RPM del agitador.
- Reactivos.
- Balanza electrónica.
- Microscopio.

3.5.8. LABORATORIO QUÍMICO

El laboratorio químico a cargo de Laboratorios Inspectorate Services Perú S.A.C (Sociedad General de Servicios), que a nivel de Milpo realiza análisis para la Planta, Mina y el área de Geología. Dentro de los cuales en Planta realiza los siguientes análisis:

- Preparación de Muestras y muestreo de los despachos de Concentrados.
- Determinación de Leyes de Concentrados.

Para ello usa las siguientes técnicas: Volumetría, AAS y Fire Assay.

3.5.8.1. CONCENTRADOS PROCEDENTES DE METALURGIA

Los elementos como: Pb, Bi, Zn, Cu, Ag son determinados por espectrofotometría de Absorción Atómica previa disgregación de la muestra con ácidos comunes. Los elementos son cuantificados en función a la absorción de la energía radiante por átomos en estado fundamental.

3.5.8.2. VOLUMETRÍA PARA DETERMINACIÓN DE CONCENTRADOS DE Pb

Precipitación del plomo como sulfato de plomo, disolución de este con solución extractiva (acetato de amonio y ácido acético glacial), y titulación con solución de ácido etil endiaminotetra acético, sal di sódica (EDTA). (Aquiye, 2017)

3.5.8.3. VOLUMETRÍA PARA DETERMINACIÓN DE CONCENTRADOS DE Cu

El cobre es determinado volumétricamente por Yodometría; Se basa en la medición del yodo liberado por la reacción de cobre (II) y el yoduro en una solución ligeramente ácida usando como agente titulante el Tiosulfato de Sodio. (Ruiz, 2014).

3.5.8.4. VOLUMETRÍA PARA DETERMINACIÓN DE CONCENTRADOS DE Zn

El Zinc es determinado por titulación complexométrica con solución de ácido Etil endiaminotetra acético, Sal Disódica Dihidrato (EDTA). (Pérez, 2015)

3.6. ESTUDIO DEL Zn

3.6.1. EL PAPEL DEL Zn EN LA HISTORIA

En el transcurrir de la historia siempre las aleaciones han sido utilizadas por el hombre, como el caso del Zn, en Palestina se hallaron piezas de latón en los años 1000-1400 a.C., apareciendo en la región de Transilvania apareciendo objetos que son contenidos en un 85% de Zn, con una baja temperatura de fusión lo que impide una reactividad química del metal el cual normalmente es muy susceptible a evaporarse con lo que se puede comprender su real naturaleza.

Se sabe por referencias que los antiguos romanos hacia los años 30 a.C. Plinio y Dioscórides específicamente obtienen un latón de calentar el Zn, por lo que con el crisol de una mezcla de cadmia (calamina) con cobre, el latón obtenido luego de este procedimiento era fundido o forjado para la fabricación diversos objetos.

La extracción y fusión del material del Zn, se llevó a cabo en mayor medida hacia el año 1000 en India, según el autor Rasarnava, éste detalla el procedimiento que posteriormente en China, y en India se conocieron a finales del siglo XIV, es aquí en donde los indios sabían de la existencia del Zn, con 7 diferentes densidades en la antigüedad.

Ya para el año 1560, observamos que se podía rasar el metal blanco solidificado en superficie interior de los hornos de fundición de los minerales con Zn, de este modo añaden en sus anotaciones un metal parecido que lo denominó zincum producida en Silesia.

Por lo que, en posteriores tratados las referencias al Zn, referidos con nombres distintos, generalmente se referían al mineral más no al metal puro y muchas veces se confundía con el bismuto por su aspecto muy parecido. (Asociación Latinoamericana de Zinc, s.f)

En el año 1677 Johann Kunkel y posteriormente también Stahi en 1702 referían que, en la preparación de latón con cobre y calamina, ésta se reducía previamente a metal libre, finalmente en el año 1742 Anton Von Swab, químico de profesión, logró aislar el Zn por primera vez, posteriormente Andreas Marggraf, en 1746 con un exhaustivo estudio y metódico trabajo sobre extracción del Zn de su mineral, cimentó las bases de su separación (Asociación Latinoamericana de Zinc, s.f).

Tras el perfeccionamiento de la técnica de flotación, la mena principal pasó a ser el sulfuro de Zn desplazando a la calamina. En estos tiempos el método de flotación es de uso generalizado en la obtención muchos metales (Habashi, s.f)

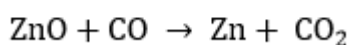
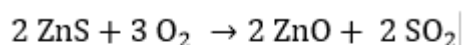
3.6.2. EL Zn EN LA NATURALEZA

El elemento Zn es el más abundante de la corteza de la Tierra. Sus menas contienen de 40 a 50% de zinc y un 10% de hierro, los principales minerales que contienen Zn son la esfalerita y la smithsonita en EE. UU.; la blenda, calamina, hemimorfita y la franklinita en Europa (Habashi, s.f).

Se estima que la tercera parte del Zn que se consume en el mundo es del reciclado (Asociación Latinoamericana de Zinc, s.f).

Para la producción del Zn se realiza la extracción del mineral de las minas en cielo abierto como de yacimientos subterráneos, las cuales una vez extraídos son trituradas para su posterior proceso de flotación, este proceso se obtiene concentrados enriquecidos en Zn (Asociación Latinoamericana de Zinc, s.f)

En el caso de minerales de Zn con alto contenido de hierro, son tratados por el método de la vía seca que consiste en la tostación del sulfuro para oxidarlo, este producto oxidado denominado calcina a continuación es reducido con carbono (se utiliza el monóxido de carbono CO) obteniéndose el metal Zn. Las reacciones químicas son las siguientes: (Pérez, 2015)



Cuando se utiliza la vía húmeda primero se procede a la tostación del concentrado de Zn hasta oxidarlo, el óxido se lixivia mediante ácido sulfúrico de muy baja concentración; las que se purifican separando las fases presentes. El sulfato de Zn obtenido pasa a electrólisis para obtener el Zn metálico utilizando un cátodo de Al y un ánodo de Pb. El Zn se deposita en el cátodo del cual se retira cada cierto tiempo finalmente se funde para su comercialización. (Pérez, 2015)

Por la vía húmeda se obtiene una gran variedad de subproductos metálicos en función de la composición de los minerales utilizados como: oro, plata, cobre, plomo, cadmio, germanio en óxido y mercurio.

Los tipos de Zn obtenidos se clasifican según la norma ASTM (American Society for Testing and Materials), de acuerdo a su pureza: (International Zinc Association, s.f)

La norma EN 1179 (Europeo de Normalización), tiene en cuenta cinco grados de contenidos de Zn que van de Z1 a Z5 que varían de 99,995% a 98,5% de pureza existiendo normativa equivalente en países como Australia y Japón. La normativa ISO 752 da una clasificación armonizada del Zn primario. (International Zinc Association, s.f)

3.6.3. MINERALES DE Zn PRINCIPALES

En la naturaleza encontramos al zinc en distintos minerales como en los sulfuros de Zn, en carbonatos como en la smithsonita y en silicatos. La extracción de Zn más común se realiza tostando sus minerales logrando oxidarlo y luego reducir ese óxido con carbón hasta su estado metálico.

Adamita: mineral dimorfo de Zn perteneciente a la clase de arseniatos, familia de arseniatos. Fórmula química $Zn_2(AsO_4)(OH)$.

Esfalerita: sulfuro de Zn o blenda abunda en la naturaleza se encuentra en cristales muy brillantes, cuyo color varía desde amarillo rojizo hasta pardo oscuro y usualmente utilizado para extraer el Zn; este mineral se cristaliza en el sistema cúbico. (Anthony J. W., 1990)

Smithsonita: Mineral que pertenece a la familia de los carbonatos (menas metálicas), cuya fórmula es $ZnCO_3$. Se presenta en una variada gama de colores que van desde incoloro, blanco, amarillo, pardo, rojo, verde, azul y hasta gris, presenta además un brillo vítreo y raya blanca. (Anthony J. W., 1990)

TABLA 3.9 PROPIEDADES FÍSICAS DEL Zn

PROPIEDADES	ZINC
Estado ordinario:	Sólido
Punto de fusión:	692,68°K
Punto de ebullición:	1180°K
Entalpía de vaporización:	115,3 kJ/mol
Entalpía de fusión:	7,322 kJ/mol
Presión de vapor:	189,68x10 ⁻⁵ atm a 692,73°K
Velocidad del sonido:	3700 m/s a 293.15°K

*Fuente: IZA (International Zinc Association 2018)

3.6.4 PROPIEDADES QUÍMICAS DEL Zn

El zinc también escrito como Cinc es un elemento químico cuyo símbolo es Zn, de número atómico NA 30 y presenta un peso atómico PA 65.37. Caracterizándose por ser un metal dúctil y flexible de coloración gris. Conociéndose hasta 15 isótopos de él, cinco de ellos son estables y tienen masa atómica de 70, 68, 67, 66 y 64. En la naturaleza el 50% del Zn es de masa atómica 64. (LENNTECH, s.f)

Su uso más importante está en las aleaciones con otros metales y su uso como protector de otros metales por recubrimiento, así el recubrimiento al hierro y al acero se le denomina galvanizado, el proceso de galvanizado se realiza de una manera simple por inmersión del objeto en zinc fundido denominándose a dicho proceso como hot-dip; también se usa el electro galvanizado que consiste en un baño electrolítico sobre los objetos metálicos los metales así protegidos adquieren larga vida sin mantenimiento. (LENNTECH, s.f)

El Zn no es un elemento común ni muy abundante en la naturaleza, se encuentra muy diseminado entre el 0.0005 a 0.02% en la corteza terrestre y ocupa el 25 puesto en abundancia. Se encuentra en los minerales de esfalerita en forma de

sulfuro, en la smithsonita en forma de carbonato, en la hemimorfita como silicato y en la franklinita como óxido denominándose industrialmente en conjunto como calaminas. El Zn es importante en la dieta humana porque participa en el crecimiento de los niños y en la madurez su falta o escases produce anemia. La insulina, una proteína que genera el cuerpo contiene Zn, generalmente está presente en los alimentos ricos en proteínas. En el cuerpo humano se encuentra aproximadamente en 2 gramos de promedio. (LENNTECH, s.f)

El aspecto que presenta el Zn en su estado puro es de una coloración blanquecina azuloso, lustroso y de poca dureza, 2.5 en la escala Mohs. Se empaña al contacto con el aire húmedo tornándose a un color gris. En su estado puro es dúctil y maleable, al contaminarse con otros metales puede volverse quebradizo. Su punto de fusión es de 420°C, hierve a 907°C. Es 7.13 veces más denso que el agua. (LENNTECH, s.f)

Es un buen conductor de la electricidad y del calor, pero de menor eficiencia que la plata, con el aumento de la temperatura mejor su conductividad eléctrica convirtiéndose en un superconductor de electricidad a unos 273.91°C. [12]

Químicamente es muy activo pudiéndose encender con relativa dificultad ardiendo con llama azul verdosa produciendo óxido de Zn como humo. En su estado puro al contacto con soluciones ácidas libera hidrógeno gaseoso formando iones de Zn^{+2} . En soluciones básicas se disuelve formando iones de $Zn(OH)^{-2}_4$. (LENNTECH, s.f)

Generalmente el Zn es divalente en la gran mayoría de sus compuestos, excepto cuando forma aleaciones con otros metales. Forma diversos complejos de coordinación con un ion central de Zn rodeado de cuatro ligandos dispuestos en forma tetragonal. (LENNTECH, s.f)

3.6.5. UTILIDADES DEL Zn

El Zn es un elemento fundamental para muchos aspectos de la salud humana. A continuación, mencionamos una lista de sus principales usos: (International Zinc Association, s.f)

- El principal uso del Zn es como agente anti-corrosivo en objetos metálicos. Se usa en la galvanización de productos de hierro y acero que consiste en el recubrimiento de un metal con otro. Aproximadamente el 50% de la producción de producción de Zn se utiliza con esta finalidad. El galvanizado es de uso muy generalizado en la fabricación de postes de luz, barandas, puentes, techos metálicos, telas metálicas, carrocerías de automóviles y en intercambiadores de calor.
- Algunas veces se usa el Zn como un ánodo de sacrificio en casos de protección catódica de metales que están en contacto con agua de mar protegiéndolos de la corrosión.
- En pilas de Zn y de carbono se utiliza como ánodo una lámina de este metal.
- El Zn en aleación con cobre genera un producto denominado latón. Este material se utiliza ampliamente en productos como distintos tipos de tuberías, instrumentos o equipos de comunicaciones y válvulas.
- Las aleaciones de Zn con el níquel, el aluminio y el bronce se utiliza para soldadura.
- En muchos países, tales como los Estados Unidos de Norteamérica el Zinc se utilizan en la fabricación de monedas.
- El Zinc en la industria del automóvil es ampliamente utilizado conjuntamente con el magnesio, el aluminio y el cobre en la fabricación de herramientas.
- En la industria de las pinturas el óxido de zinc es utilizado como pigmento blanco, también se usa en la fabricación de tintas para impresoras.
- En la industria del caucho el óxido de zinc es utilizado como protector de la radiación ultravioleta.
- El zinc como cloruro es ampliamente utilizado en la madera como preservante y retardante del fuego.
- El zinc en forma de sulfuro es utilizado como pintura luminiscente en relojes, rayos X, pinturas y en pantallas de televisores.
- En la agricultura el zinc es utilizado como fungicida en la curación de plantas.

- El zinc orgánico es ampliamente utilizado en los suplementos dietéticos. En el organismo humano el zinc ayuda en el restablecimiento de las heridas, reduce en gran medida la severidad de resfriados. Por otro lado, el zinc tiene propiedades antimicrobianas ayudando a combatir los microbios nocivos de nuestro organismo.
- El zinc es usado en la fabricación de protectores solares, de dentífricos para evitar el mal aliento y de champús para detener la caspa.

3.6.6. PRODUCCIÓN Y COMERCIALIZACION DEL Zn

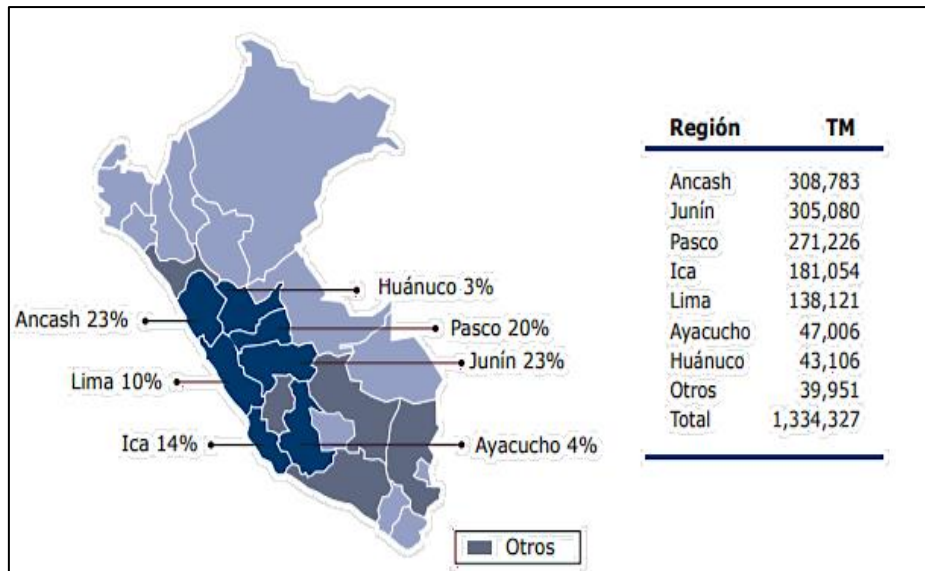
3.6.6.1. PRODUCCIÓN NACIONAL

El Perú es un importante productor de Zn y ocupa el segundo lugar en producción mundial. Sin embargo, se sabe muy poco de dicho metal. (Antamina 2018)

La producción del Zn en los últimos 58 años ha incrementándose de una manera sustancial, aumentando 2 millones de TM en 1952 a 12.4 millones de TM, para el 2011, esto debido especialmente al crecimiento del sector construcción y al crecimiento de China e India que demandan más este producto en su industria. (Antamina, 2018)

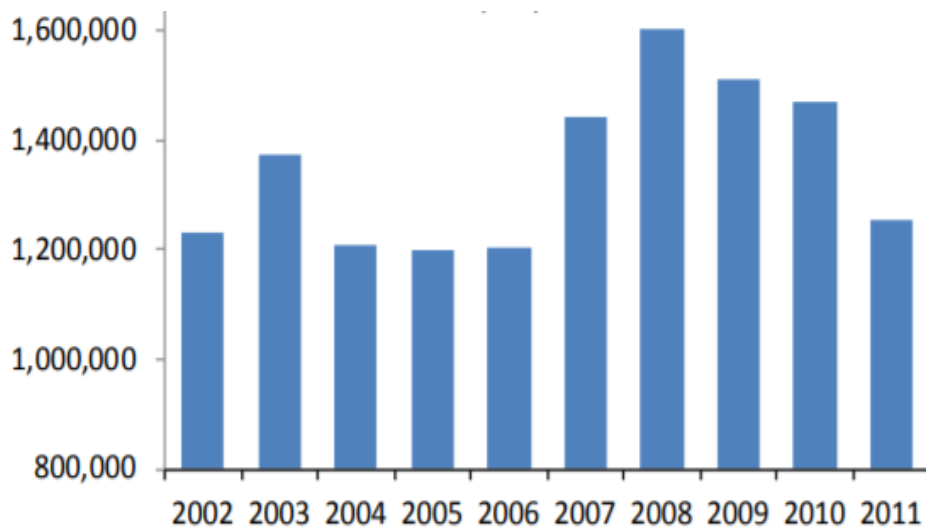
El año 2016, las principales empresas productoras de Zn en el Perú fueron Volcan (con el 21% del total producido), Antamina (20%) y Milpo (14%). (Antamina, 2018)

Estas tres empresas fueron las responsables del 54% de la producción de Zn de dicho año. (Antamina, 2018)



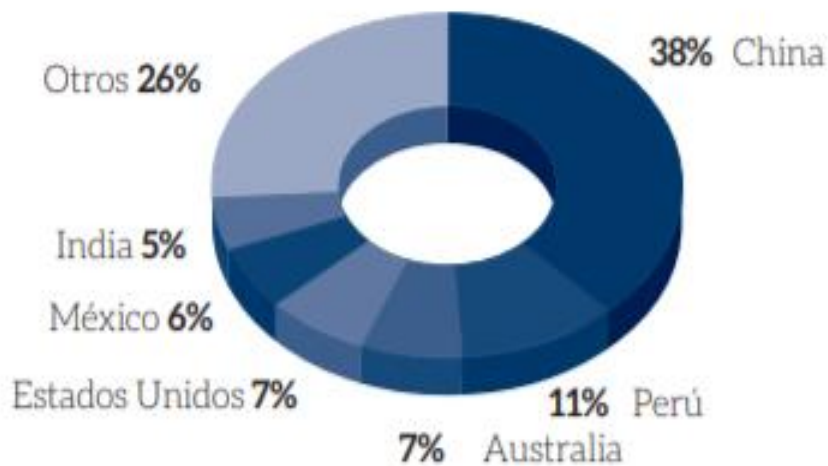
*Fuente: Minem, Ministerio de Energía y Minas (2016)

FIGURA 3.9. Producción de zinc por regiones en TM



*Fuente: Minem, Ministerio de Energía y Minas (2016)

FIGURA 3.10. Producción nacional de Zn por años



*Fuente: USGS, Agencias de estadísticas oficiales (2016)

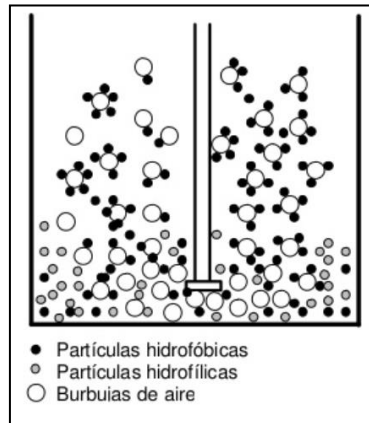
FIGURA 3.11 Producción mundial de Zn

3.7 FLOTACIÓN

En la separación de minerales sulfurosos, Pb-Zn y Cu-Zn la flotación viene a ser uno de los métodos más selectivos de uso generalizado en la separación de las especies a través de este proceso se logra la separación gracias a la diferencia de sus propiedades fisicoquímicas presentes en la superficie de las partículas de los minerales. El proceso de flotación surge gracias a presencia de medios densos, el obtener fluido con densidades particulares es un problema lo que lleva a la utilización de modificadores de superficie que mejorarán la selectividad del proceso. Los modificadores actúan selectivamente sobre la superficie de las partículas de minerales convirtiéndolas en hidrofóbicas a las partículas que se quiere separar, así en un medio de una mezcla de agua y aire las partículas hidrofóbicas se adhieren al aire y suben a la superficie del líquido debido a su menor densidad. (Ramos, 2017)

Las partículas que rechazan el agua de su superficie tienen un comportamiento hidrofóbico se pegan a las burbujas del aire. Si las partículas adheridas a las burbujas de aire tienen en su conjunto una densidad menor que el medio, éstas viajarán junto con las burbujas del aire hacia la superficie, por otra parte, es necesario mantener las burbujas del aire sin romperse para que de este modo

puedan llegar a la superficie, una vez en la superficie se requiere que se forme una espuma para mantener retenida las partículas, caso contrario si las burbujas reventaran las partículas flotadas retornaran de nuevo al fondo de la celda de separación, del mismo que las partículas hidrofóbicas que presenten mayor densidad que el medio de separación. (Ramos, 2014)



*Fuente: Nataniel, Linares Gutiérrez (2010)

FIGURA 3.12. Interacción de las partículas hidrofóbicas, hidrofílicas

La flotación como proceso requiere de celdas con mecanismos de agitación y dispositivos de inyección de aire a la pulpa o al líquido de separación. La separación y suspensión de las partículas se ven favorecidas por la agitación y la inyección de aire genera las burbujas. La adición de reactivos de flotación, entre ellos los espumantes, los colectores, los activadores y depresores modifican selectivamente las partículas a separar. La adición de espumantes favorece a la estabilidad de las burbujas de aire y son necesarias para evitar que se revienten antes de llegar a la superficie del medio de separación. Con la adición de modificadores de pH se favorece que muchos colectores se adhieran fácilmente a las partículas más hidrofóbicas. (Linares, 2010)

La recuperación de partículas de minerales valiosas es directamente proporcional al número de partículas transportadas a la superficie, del mismo modo la estabilidad y el tamaño de las burbujas de aire influyen directamente en la recuperación de la especie valiosa. Es decir, el control de la recuperación se

lleva a cabo con la adecuada elección del espumante utilizado en la estabilización de las burbujas de aire. Las dimensiones de las burbujas de aire afectan a la recuperación, las burbujas de pequeñas dimensiones favorecen a la mayor recuperación que las de tamaños más grandes, es decir la recuperación dependerá del tamaño superficial de las burbujas presentes para la adherencia hacia ellas. (Linares, 2010)

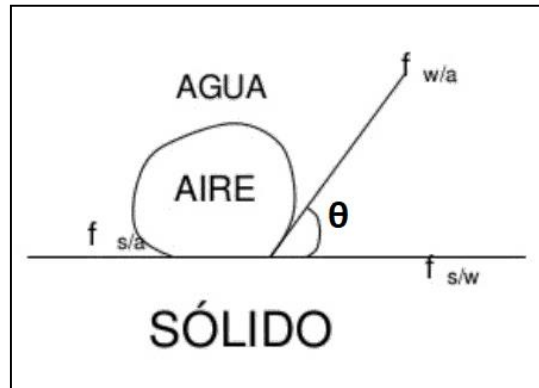
En el proceso de flotación el enriquecimiento que se logre dependerá de la selectividad de los reactivos utilizados. Los encargados de convertir la superficie de las partículas hidrofóbicas son los denominados colectores. Por lo que se requiere la selección apropiada de un colector con capacidad de modificar sólo la superficie de las partículas a recuperar. Si existiera partículas afines superficialmente que no permitan la selectividad apropiada del colector, como sucede en la separación de minerales sulfurosas, deben utilizarse depresores que actúen sobre una de las especies de modo que la partícula que contiene el depresor se contacte con el colector para evitar interacción sobre ella. (Linares, 2010)

Los reactivos de flotación en el agua interactúan con la superficie de una partícula y éstas dependen de las fuerzas actuantes en ella. Las fuerzas de tensión van a generar un ángulo entre la superficie de la burbuja y la superficie de la partícula de tal forma que: (Linares, 2010)

$$f_{s/a} = f_{w/a} * \cos\theta + f_{s/w}$$

Donde:

- $f_{s/a}$, representa la energía superficial de las fases sólido–aire
- $f_{w/a}$, representa la energía superficial de las fases agua–aire
- $f_{s/w}$, representa la energía superficial de las fases sólido–agua



*Fuente: Elson, Millanir Calfuqueo (2010)

FIGURA 3.13. Diagrama agua – Superficie de la burbuja - Sólido

Para romper la interfaz burbuja-partícula se aplica una fuerza, denominada trabajo de adhesión ($W_{s/a}$), que es equivalente al trabajo que se necesita en la separación de la interfase (sólido-aire) para formar las interfaces separadas (aire-agua) y (sólido-agua), es decir: (Linares, 2010)

$$W_{s/a} = f_{s/w} + f_{w/a} - f_{s/a}$$

Por lo tanto:

$$W_{s/a} = f_{w/a} * (1 - \cos \theta)$$

En el control de la recuperación otro de los parámetros fundamentales es el tamaño de las partículas: Cuanto más pequeña, mayor será la cantidad de partículas que se adhieran a las burbujas. (Linares, 2010)

Cuanto mayor sea el ángulo de contacto entre la partícula y la burbuja será mayor el trabajo de adhesión y mayor será la elasticidad del sistema a las fuerzas de rompimiento, es decir a mayor ángulo de contacto la flotabilidad del sistema aumentará. De este modo un mineral con mayor ángulo de contacto tendrá un comportamiento aerofílico, es decir mayor afinidad al aire, a pesar de que la mayoría de los minerales son aerofílicos, se hace necesario la adición de un colector para mejorar su hidrofobicidad para aumentar la eficiencia de separación. (Linares, 2010)

3.7.1. COLECTORES

Los colectores se clasifican en polares y no polares dependiendo de las características de su superficie. Las no polares las fuerzas de enlace moleculares son débiles, presentando poca capacidad de adhesión a los dipolos del agua, de este modo se comportarán como partículas hidrofóbicas variando su ángulo de contacto entre 60-90°, entre los minerales más representativos de este tipo de comportamiento tenemos al azufre, molibdenita, grafito, carbón, talco y diamante. La flotación de estos minerales puede llevarse de manera natural, pero con la adición de aceites hidrocarburoados se mejora significativamente sus hidrofóbicas propiedades. (Riofrio, 2016)

Los enlaces superficiales iónico o covalente presente en los minerales le permite actuar como materiales polares de alta energía superficial, permitiéndole reaccionar con el agua, dándole un comportamiento hidrofílico. A mayor número de enlaces iónicos presentes en la partícula mayor será su comportamiento hidrofílico y a menor número de enlaces iónicos se tornará en hidrofóbico. (Riofrio, 2016)

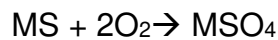


Para lograr mejorar las propiedades hidrofóbicas en partículas polares se adiciona sustancias tenso activas denominados colectores, éstas adsorben iones o moléculas a la superficie del mineral, con la finalidad de bajar su estabilidad en la capa hidratada, de este modo se logra mejorar el contacto de la partícula con el aire. Las moléculas del colector podrían ser componentes

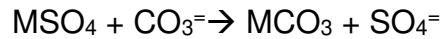
ionizados, disociables en el agua, o compuestos no ionizados de escasa solubilidad, que son prácticamente insolubles y convierten a la superficie de las partículas en repelentes al agua. Los colectores interactúan con las partículas por oxidación electroquímica o por quimiadsorción. (Riofrio, 2016)

Este mecanismo de quimiadsorción es posible gracias a: [16]

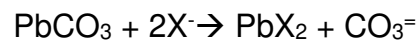
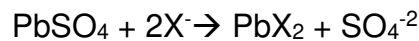
- Reacción de oxidación de un sulfuro a sulfato:



- Interacción iónica de iones sulfato y carbonato:



- Interacción de iones con Xantato:



3.7.2. FLOTACION Pb – Zn

En la recuperación y separado de concentrados de Pb y Zn de minerales con galena (PbS) y blenda (ZnS) con técnica de flotación, está bien definida y se logra con bastante eficiencia. El valor económico que más destaca es el proporcionado por concentrado de plata de la galena, las fundiciones pagan más por el contenido de plata en el plomo que por los concentrados de Zn.

En cuanto a los minerales a ser flotados sin mucho valor son los sulfuros, la pirrotita, la pirita y la siderita. (Danafloat, s.f)

La Marmatita, un mineral con contenido de Zn y alto contenido de Fe al ser flotado resulta con bajo contenido de Zn debido a la dilución con los minerales de Fe. La separación del Zn de los minerales de la marmatita se lleva a cabo por su hidrofobicidad inherente natural y debido a su baja concentración se emplea proceso de flotación secuencia en dos etapas bien definidas. (Danafloat, s.f)

En el primer para la flotación del mineral Marmatita es evitar que la superficie de la esfalerita no contenga iones de metal disueltos, pues esto imposibilita su flotación. En el proceso de procesamiento del Pb-Zn se adiciona Sulfato de Zinc al molino con el fin de controlar los iones metálicos. Se añade además

metalbисульфито con sulfato de Zn como depresor del mineral de sulfato de hierro. (Danafloat, s.f)

Antes de la flotación del plomo hay que condicionar el colector y el espumante a un pH casi neutro o ligeramente superior con la finalidad de incrementar en el circuito de limpieza el rechazo del sulfuro de hierro. En ocasiones se utiliza el cianuro en la depresión de sulfuros de hierro porque Ag está ligada mineralógicamente a la galena, de este modo los valores de plata son arrastrados y se incorpora al concentrado de la galena. (Danafloat, s.f)

En la flotación del plomo el residuo de esfalerita rechazada es activada con sulfato de cobre para posteriormente flotarla en una segunda etapa. En el proceso sucede que los iones de Cu sustituyen a los átomos de Zn en la superficie de la esfalerita, las cuales forman una cubierta superficial de mineral de Cu falso, que son recogidos con el uso de colectores de tipo flotación de cobre. También se presentan sulfuros de hierro que se incorporan en los residuos de flotación del plomo por tanto el circuito de flotación se alimenta de Zn, y se hace necesario elevar el pH para deprimir el sulfuro de hierro. En el proceso de flotación del mineral de esfalerita los colectores en uso son menos potentes para evitar que otros minerales floten compitiendo con la esfalerita. (Danafloat, s.f)

El uso de una combinación de ditiofosfato y xantato hace posible las recuperaciones óptimas de plomo. Para la recuperación máxima de la galena en galenas ligeramente oxidadas la inclusión de Mercapto Benzo Tiazol (MBT) hace parte del juego del colector en su recuperación. En la flotación de la galena se usan espumantes más débiles como el MIBC, debido a que la galena es fácilmente flotable y su cinética de flotación es muy elevada. Sin embargo, debido a su cinética de alta flotación y elevada densidad de la galena, la capacidad de acarreo de la espuma del mineral requerirá una espuma más fuerte para lograr un óptimo resultado metalúrgico. (Danafloat, s.f)

En la práctica normal de flotación de la esfalerita se acostumbra elevar el pH de flotación a 10-12 con la finalidad de incrementar el rechazo de los minerales sulfurados de hierro hacia los residuos de flotación de la esfalerita. Generalmente

la gran mayoría de los operadores hacen uso del alcohol en la flotación de la esfalerita para que este modo elevar la selectividad de su flotación. En ocasiones se usa un xantato de bajo peso molecular como el xantato de sodio isopropílico en combinación con un colector de flotación como el ditofosfato, y en muy pocas ocasiones un reactivo de flotación de tionocarbamato. (Sanchez, 2013)

En casos excepcionales, si las consideraciones de respuesta metalúrgica y mineralógica lo requieran se usa minerales de Pb-Zn separados en un paso de flotación selectiva. En este esquema el concentrado a granel de galena y esfalerita se obtiene a un pH de 6.5 con la adición de ácido sulfúrico y algunos sulfatos de cobre para lograr su activación completa. Posteriormente el concentrado a granel es tratado con hidróxido de sodio para elevar el pH hasta aproximadamente 11.5 y adicionar además un colector con el cual el concentrado de plomo es flotado. En este caso el concentrado de zinc es el residuo de este paso de separación y si está coligada con galena, la plata se reporta al concentrado de Pb. (Sanchez, 2013)

Se da el caso que la pirita es más fácilmente deprimible con cal, en su defecto la pirrotita es más difícil de deprimir. Una opción para deprimir al metabisulfito es el aire (actúa el oxígeno), o en su defecto la lechada de cal. En caso de que la pirrotita se reactiva, el sulfuro de hierro se hace menos flotable. En casos mayores de depresión de sulfuro de hierro, se hace necesario limpiar el concentrado de zinc haciendo uso de flotación inversa, previo tratamiento con SO₂ reduciendo el pH a 5-5.5 y calentar la pulpa de 60 a 70°C. lográndose de este modo flotar la ganga con la esfalerita adhiriéndose a los residuos. (Danafloat, s.f)

CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA Y CARACTERIZACIÓN

4.1. TIPO Y DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El tipo de investigación que se realizó es experimental, cuantitativa y deductiva, porque se aplicaron conocimientos determinados de caracterización del mineral en los procesos de flotación, en la solución de problemas en la flotación polimetálica del circuito de Zn, en cuanto al uso de reactivos de flotación.

Es cuantitativa y deductiva, ya que se utilizaron pruebas metalúrgicas en el laboratorio para cuantificar los resultados requeridos, teniendo en cuenta las teorías y antecedentes en el procesamiento de minerales en plantas concentradoras. También se hizo uso de análisis e interpretación de las variables independientes y dependientes.

El siguiente esquema es el diseño de investigación utilizado:

0 ₁	X	0 ₂
----------------	---	----------------

Entendiéndose que:

- 0₁: Representa el proceso convencional de flotación en la planta concentradora, baja recuperación y grado o calidad de concentrado correspondiente al circuito de limpieza Zn.
- X: Representa la aplicación de reactivos de flotación en circuito de limpieza Zn, para mejorar la recuperación de concentrado y grado de concentrado de Zn.
- 0₂: Representa la mejora de la recuperación y grado de concentrado de Zn, utilizando reactivos de flotación.

Para mayor entendimiento se adjunta la tabla 4.1.

TABLA 4.1. Tipo y diseño de investigación

Características	Investigación Cuantitativa ó Cualitativa
Percepción de la realidad	Es cuantitativa porque se estructura recopila y analiza los datos obtenidos; es decir se estudia el mineral. Es cualitativo porque se observa las cualidades del objeto.
Razonamiento	Es racional porque se hacen deducciones y formulaciones de teorías y prácticas existentes para mejorar la flotación de minerales de Zn.
Finalidad	Es obtener concentrados de minerales con alto contenido de metal valioso. Usando conocimientos y técnicas ya establecidas.
Perspectiva del Investigador	Es cuantitativa porque la perspectiva es un análisis desde fuera; es decir al margen de los datos. Es cualitativa porque se realiza los procesos metalúrgicos.
Causalidad	Es cuantitativo porque se tiene excedentes específicos de los circuitos de limpieza Zn. Es cualitativo por la interacción de los factores o variables del proceso.
Axiología	Es cuantitativa porque los valores que se toma son libres y están en función de las características del mineral.
Punto fuerte	Es cuantitativo porque la investigación tiene un carácter de fiabilidad; es decir los datos que se obtienen son concretos y repetibles.
Validez	Es cuantitativo porque la validez de investigación tiene un significado estadístico, realizando balances metalúrgicos.

*Fuente: Elaboración propia (2018)

4.2. UNIDAD DE ANÁLISIS

La unidad de análisis de la investigación comprende la zona de Yarusyacan, Provincia de Cerro de Pasco - Departamento de Pasco, teniendo en cuenta que en la planta concentradora existen fases de chancado, molienda, flotación, filtrado y despacho de concentrados.

4.3. POBLACIÓN DE ESTUDIO

Consideraremos como población a estudiar el circuito de limpieza Zn, que se usará como cabeza de pruebas, extraído de la planta concentradora El porvenir – distrito de Yarusyacan – Cerro de Pasco.

En los laboratorios de la concentradora El porvenir se realizaron los estudios investigación y caracterización del mineral.

4.4. TAMAÑO DE MUESTRA

Para los estudios correspondientes se estableció una muestra de 10Kg. Debido a que se buscó la representatividad a lo largo de varias guardias con intervalos de 30min. por cada toma. Para la prueba de flotación Cleaner se tomó 250gr. Se proyectó realizar 5 pruebas metalúrgicas con variación del reactivo de estudio, quedando un remanente como testigo para las preliminares pruebas realizadas. La cantidad de ensayos a realizar se proyectaron de acuerdo al avance de resultados que dejaban una a una en la data obtenida.

En el estudio la selección de los elementos no depende de la probabilidad, luego el tipo de muestra utilizada es no probabilístico, porque las causas están relacionadas con el investigador que realiza la muestra.

4.5. SELECCIÓN DE MUESTRA

Nuestra muestra ha sido evaluada de una manera representativa, de 10 kg por cada guardia. Y el peso se ha trasladado a la sala de muestrar en donde ha sido filtrado a través del secado para de esta manera eliminar el exceso de humedad presente en el estudio, pasando a la etapa de obtener dicha representatividad con un nivel de 250 gr., a través del proceso de flotación, asimismo el material

que se utilizó sirvió de flotación cleaner listo para realizar otras pruebas metalúrgicas programadas en nuestra investigación.

4.6 PROCEDIMIENTO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN

Se toma en cuenta la siguiente secuencia metodológica:

- Determinar la problemática de la investigación de información bibliográfica.
- Obtener una muestra representativa del mineral pre concentrado en la planta concentradora.
- Después de las operaciones de preparado de la muestra para obtener una representatividad, fue alimento para el proceso de flotación cleaner.
- Se envió al laboratorio una muestra cabeza de 300 gr representativa molida para su análisis químico y obtener la ley del mineral.
- Para la caracterización, obtención de componentes de los distintos tipos de entrelazamiento, grados de libertad y tamaño de las especies de minerales se envió al laboratorio de microscopía óptica una muestra molida de 300 gr.
- Realizar pruebas preliminares de flotación cleaner como concentración a nivel de laboratorio.
- Realizar pruebas definitivas de flotación cleaner.
- De los resultados obtenidos sistematizarlos mediante los balances metalúrgicos.
- En base a los resultados obtenidos a nivel de laboratorio plantearémos las pruebas a nivel planta piloto.

4.7. ANÁLISIS MINERALÓGICO DE LA MUESTRA SOBRE UNA SECCIÓN PULIDA

Como resultado del análisis de nuestra investigación, hemos determinado los minerales constituyentes, estableciendo el peso, y los minerales que han sido parte de nuestra investigación a través de los respectivos grados de liberación y la adecuada interpretación con los niveles de liberación de cada mineral.

En la tabla siguiente se nombran los minerales observados y los intervenidos en el análisis:

TABLA 4.2. Minerales observados.

MINERALES	ABREVIATURA	FORMULA
Bornita	bn	Cu_5FeS_4
Calcopirita	cp	$CuFeS_2$
Covelita	cv	CuS
Esfalerita 1	ef1	$(Zn,Fe)S$
Esfalerita 2	ef2	$(Zn,Fe)S + CuFeS_2$
Galena	gn	$Pb S$
Gangas	GGs	Composición variada
Hematita	hm	Fe_2O_3
Limonitas	LIMs	Composición variada
Magnetita	mt	$Fe_2O_3.FeO$
Marcasita	mc	FeS_2 (aprox.)
Mineral intermedio	M. inter.	Composición variada (Pirita – Pirrotita)
Pirita	py	FeS_2
Pirrotita	po	$Fe_{1-x}S_x$

*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2017).

4.8. INTERPRETACIÓN MINERALÓGICA

Como minerales cupríferos se presentan la bornita, la calcosita, la calcopirita y la esfalerita 2.

Como minerales zincíferos se presenta la esfalerita.

Como minerales ferríferos se presenta la pirita, la arsenopirita, la magnetita, la hematita y la goethita.

Otros minerales de este grupo presentes fue el rutilo y las gangas.

4.9. DISTRIBUCIÓN ÁREA PORCENTUAL Y GRADOS DE LIBERACIÓN

El resultado de la distribución por volumen y peso identificado en cada uno de los reportes establece que existen diferentes grado o niveles de liberación, los mismos que se proporcionan a todos los minerales y que fueron intervenidos en el análisis de la moda que se pudieron observar a través de la tabla siguiente:

TABLA 4.3. Granos libres Cabeza +100m.

Cabeza +100m		
Granos libres		
MINERALES	A_{real} (%)	GRADO DE LIBERACION (%)
Gangas	68.01	84.46
Pirita	1.05	11.02
Esfalerita 1	0.42	9.01
Esfalerita 2	0.00	0.00
Calcopirita	0.00	0.00
Magnetita	0.00	0.00
Pirrotita	0.24	20.83
Covelita	0.00	0.00
Bornita	0.00	0.00
Marcasita	0.26	55.56
M. intermedio	0.00	0.00
Galena	0.78	32.79
Hematita	0.00	0.00
Limonita	0.00	0.00

*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

TABLA 4.4. Granos Mixtos Cabeza +100m.

Granos mixtos		
MINERALES ASOC.	A_{real} (%)	ASOCIACION
GGs-py	13.04	1bIV;1eI,II;4Bii
GGs-py-hm	0.17	1bIV;1eII
GGs-ef1-py	1.40	1bII,IV;1eII
GGs-cp	0.33	1bIV;1eI,II
GGs-ef1	5.68	1aII;1bIV;1eII;2bI
GGs-po	1.19	1bIV;1eII;3bI
GGs-py-mt-cp	0.20	1bIV;1eII
GGs-gn	1.13	1aIII;3aII
GGs-py-po	0.21	1bII,III
GGs-ef1-gn	0.23	1aII;1bII;1eII
GGs-cp-bn-cv	0.21	1aII;1bII,IV
GGs-LIMs	0.16	1eII
GGs-LIMs-py	0.18	1eII;3aI
GGs-py-gn	0.80	1aII;1bII,IV;1eII
GGs-ef1-cp-gn	0.42	1bIV;1eII
GGs-py-mc	0.62	1aII;1bII;1eII
po-py	0.24	1eIII
GGs-ef1-po	0.17	1bII;1eII
GGs-cp-ef2	0.16	1aIII;1eII
py-ef1	0.24	1aII
GGs-py-M. inter	0.18	1eIII
GGs-cp-py-ef1-gn	0.21	1aII;1bII
GGs-ef1-cp	0.20	1bIII;1eII
py-GGs-cp	0.23	1bII,IV
py-M.inter-GGs-cp	0.23	1bII,IV
GGs-cp-ef2-py	0.19	2bI;1eII
GGs-ef1-cp-py	0.19	1bII;1eII,III
GGs-hm-cp	0.17	1eII
GGs-ef2	0.14	1bI
GGs-py-mt-hm-cp	0.22	1bII,IV;1eII
py-ef1-gn	0.27	1aIV;1eII
GGs-M. inter-po-ef1-gn	0.22	1bII;1eII,2bIII
Total	100.00	

*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

TABLA 4.5. Granos libres Cabeza +200m.

Cabeza +200m		
Granos libres		
MINERALES	A_{real} (%)	LIBERACION (%)
Gangas	72.84	87.04
Pirita	1.14	13.56
Esfalerita 1	0.45	15.87
Esfalerita 2	0.00	0.00
Calcopirita	0.48	46.51
Magnetita	0.00	0.00
Pirrotita	0.00	0.00
Covelita	0.00	0.00
Bornita	0.00	0.00
Marcasita	0.00	0.00
M. intermedio	0.00	0.00
Galena	1.27	54.55
Hematita	0.00	0.00
Limonita	0.00	0.00

*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

TABLA 4.6. Granos mixtos Cabeza +200m.

Granos Mixtos		
MINERALES ASOCIADOS	A_{real} (%)	ASOCIACION
GGs-py	12.96	1bII;1eII
GGs-ef1	3.98	1aI;1eII
GGs-gn	0.80	1aII;4cII
GGs-ef1-cp	0.75	5 1aI;1eII
GGs-po	0.95	1bII;III;1eII
GGs-py-mc	0.24	1bII
GGs-py-ef1	0.21	1aII,III
GGs-cp	0.54	1aII,III
GGs-py-M.inter	0.24	1bII;1eII
GGs-po-M.inter	0.21	1bII,IV

GGs-po-ef1	0.58	1bII;1eII
GGs-M. inter	0.23	2dI
GGs-hm	0.25	1bII
gn-GGs-cp	0.35	1bIV
GGs-LIMs	0.17	1bII,IV
ef1-cp-gn	0.25	1bIII;1eII
GGs-ef1-gn	0.44	1bIII;1eII
GGs-mt-hm	0.22	1aIII, 1eII
GGs-cp-py-ef1	0.20	1bIII;1eII
GGs-py-cp	0.24	1bII;1eII
Total	100.00	

*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

TABLA 4.7. Granos libres Cabeza +325m.

Cabeza +325m		
Granos libres		
MINERALES	A_{real} (%)	LIBERACION (%)
Gangas	63.00	98.29
Esfalerita 1	6.39	87.41
Galena	0.75	55.56
Pirita	13.12	91.96
Esfalerita 2	0.40	71.43
Calcopirita	1.26	88.37
Marcasita	0.24	100.00
Pirrotita	3.22	79.73
Hematita	0.00	0.00
M. intermedio	0.90	76.97
Limonita	0.00	0.00
Magnetita	4.63	85.59

*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

TABLA 4.8. Granos mixtos Cabeza +325m.

Cabeza +325m		
Granos Mixtos		
MINERALES ASOCIADOS	A_{real} (%)	ASOCIACION
po - ef 1	0.23	1a(II)
GGs - cp	0.14	1b(IV); 1e(I)
ef 1 - cp	0.20	1e(I)
GGs - py	0.49	1b(IV)
GGs - mt	0.15	1b(IV)
py - po	0.47	1a(II); 1b(IV)
ef 1 - gn	0.81	1a(II)
mt - py	0.51	1d(II)
GGs - ef 2	0.19	1d(I); 1e(I)
py - cp	0.25	1e(I)
GGs - po	0.29	1b(IV)
py - LIMs	0.25	1b(III)
GGs - gn	0.23	1e(IV)
cp - po	0.22	1b(I)
mt - hm	0.26	3a(I)
M. inter - ef 1	0.22	1b(IV)
M. inter - po	0.24	1b(II)
GGs - ef 1	0.30	1b(IV)
mt - M. inter- py	0.25	1b(IV)
GGs - mt - hm	0.18	1b(IV)
py - ef 1	0.22	1e(I)
Total	100.00	

*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

TABLA 4.9. Granos libres Cabeza -325m.

Cabeza -325m		
Granos libres		
MINERALES	A_{real} (%)	LIBERACION (%)
Gangas	78.32	99.90
Esfalerita 1	3.50	92.72
Galena	3.44	97.78
Pirita	10.11	100.00
Esfalerita 2	0.17	100.00
Calcopirita	0.53	89.55
Marcasita	0.41	100.00
Pirrotita	1.73	100.00
Hematita	0.00	0.00
M. Intermedio	0.00	0.00
Limonitas	0.00	0.00
Magnetita	1.29	100.00

*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

TABLA 4.10. Número de granos y Grado de liberación Cabeza +100m.

GRANOS LIBRES				
Muestra Cabeza +100m				
Minerales Libres	# Granos	# Gr. x P.E.	A_{real} (%)	Liberación (%)
Gangas	501.00	1302.60	68.01	84.46
Pirita	4.00	20.20	1.05	11.02
Esfalerita 1	2.00	8.00	0.42	9.01
Esfalerita 2	0.00	0.00	0.00	0.00
Calcopirita	0.00	0.00	0.00	0.00
Magnetita	0.00	0.00	0.00	0.00
Pirrotita	1.00	4.61	0.24	20.83
Covelita	0.00	0.00	0.00	0.00
Bornita	0.00	0.00	0.00	0.00
Marcasita	1.00	4.89	0.26	55.56
M. intermedio	0.00	0.00	0.00	0.00
Galena	2.00	15.00	0.78	32.79
Hematita	0.00	0.00	0.00	0.00
Limonita	0.00	0.00	0.00	0.00

*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

TABLA 4.11. Número de granos y Grado de liberación Cabeza +200m.

GRANOS LIBRES				
Muestra Cabeza +200m				
Minerales Libres	# Granos	# Gr. x P.E.	% Areal	Liberación (%)
Gangas	495.00	1287.00	72.84	87.04
Pirita	4.00	20.20	1.14	13.56
Esfalerita 1	2.00	8.00	0.45	15.87
Esfalerita 2	0.00	0.00	0.00	0.00
Calcopirita	2.00	8.40	0.48	46.51
Magnetita	0.00	0.00	0.00	0.00
Pirrotita	0.00	0.00	0.00	0.00
Covelita	0.00	0.00	0.00	0.00
Bornita	0.00	0.00	0.00	0.00
Marcasita	0.00	0.00	0.00	0.00
M. intermedio	0.00	0.00	0.00	0.00
Galena	3.00	22.50	1.27	54.55
Hematita	0.00	0.00	0.00	0.00
Limonita	0.00	0.00	0.00	0.00

*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

TABLA 4.12. Número de granos y Grado de liberación Cabeza +325m.

GRANOS LIBRES				
Muestra Cabeza +325m				
Minerales	# Granos	# Gr. x P.E.	A_{real} (%)	Liberación
Gangas	485.00	1261.00	63.00	98.29
Esfalerita 1	32.00	128.00	6.39	87.41
Galena	2.00	15.00	0.75	55.56
Pirita	52.00	262.60	13.12	91.96
Esfalerita 2	2.00	8.00	0.40	71.43
Calcopirita	6.00	25.20	1.26	88.37
Marcasita	1.00	4.89	0.24	100.00
Pirrotita	14.00	64.54	3.22	79.73
Hematita	0.00	0.00	0.00	0.00
M. intermedio	4.00	18.00	0.90	76.97
Limonita	0.00	0.00	0.00	0.00
Magnetita	18.00	92.70	4.63	85.59

*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

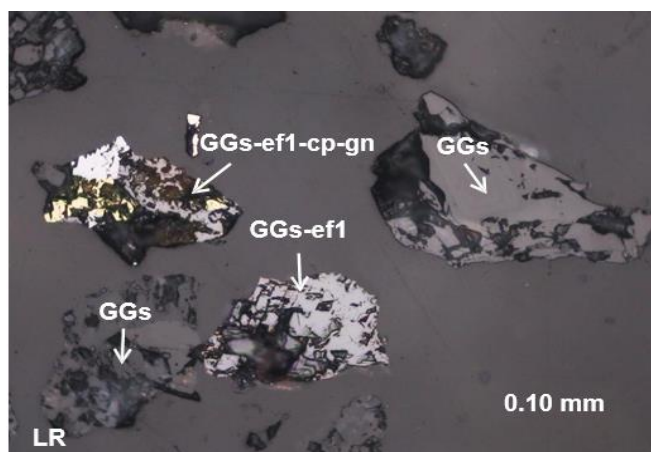
TABLA 4.13. Número de granos y Grado de liberación Cabeza -325m.

GRANOS LBRES				
Muestra Cabeza -325m				
Minerales Libres	# Granos	# Gr. x P.E.	A _{real} (%)	Liberación (%)
Gangas	722.00	1877.20	78.32	99.90
Esfalerita 1	21.00	84.00	3.50	92.72
Galena	11.00	82.50	3.44	97.78
Pirita	48.00	242.40	10.11	100.00
Esfalerita 2	1.00	4.00	0.17	100.00
Calcopirita	3.00	12.60	0.53	89.55
Marcasita	2.00	9.78	0.41	100.00
Pirrotita	9.00	41.49	1.73	100.00
Hematita	0.00	0.00	0.00	0.00
M. Intermedio	0.00	0.00	0.00	0.00
Limonitas	0.00	0.00	0.00	0.00
Magnetita	6.00	30.90	1.29	100.00

#Gr.X P.E.: Numero de granos por Peso Específico.

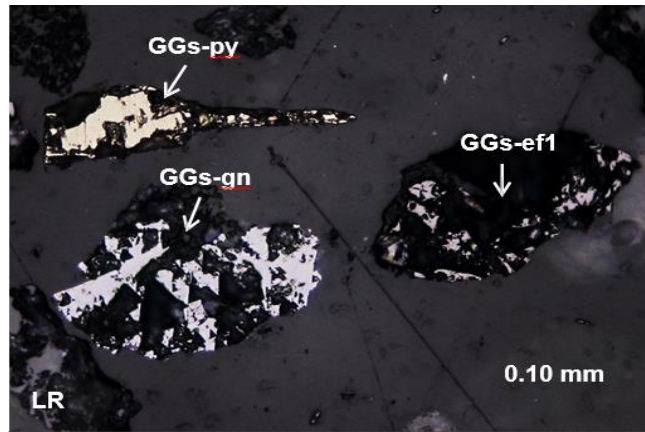
*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

a. ANÁLISIS MINERALÓGICO POR MICROSCOPIA ÓPTICA CABEZA +100



*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

FIGURA 4.1. Cabeza +100m.- Se observan granos libres de gangas (GGs) y asociados de gangas con esfalerita (GGs-ef1) y de gangas con esfalerita, calcopirita y galena (GGs-ef1-cp-gn).



*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

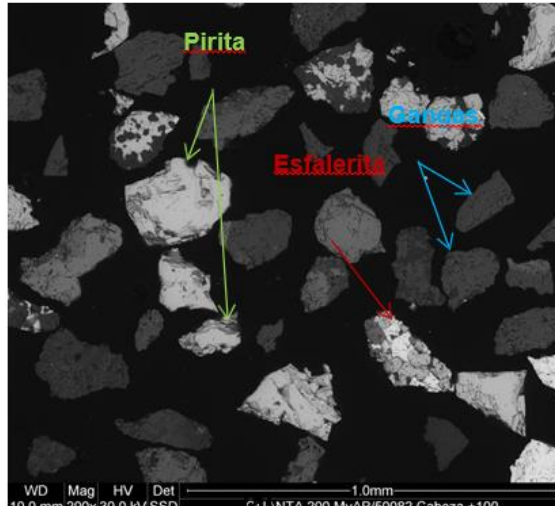
FIGURA 4.2. Cabeza +100m.- Se presentan intercrecimientos de gangas-pirita (GGs-py), gangas-esfalerita (GGs-ef1) y de gangas-galena (GGs-gn).

a. ESTUDIO POR MICROSCOPIA ELECTRÓNICA CABEZA +100m

TABLA 4.14. Descripción de la muestra Cabeza +100m.

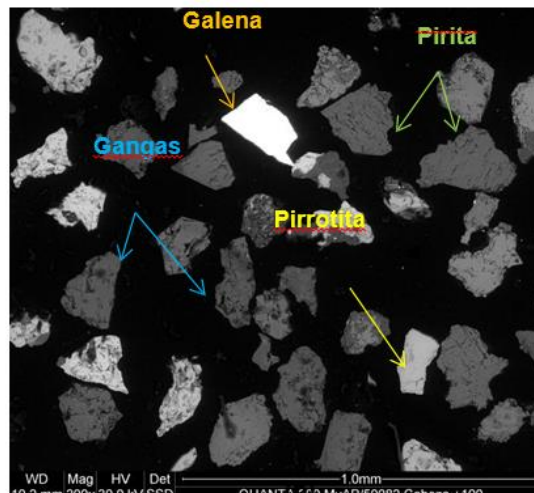
MUESTRA	Cabeza+100m	
MINERALOGIA	Cuarzo, Pirita, Pirrotita, Esfalerita (Blenda-Marmatita), Silicatos de (CaAlFe), Silicatos de (AlK), Carbonatos de Calcio, Calcopirita, Óxidos e Hidróxidos de Hierro y Galena.	
Minerales	Descripción	Tamaño de partícula (µm)
Esfalerita (Blenda- Marmatita)	Se aprecia como partícula libre.	80–150
	Está asociada con las Gangas.	45–70
	Está asociada con los Sulfuros de Hierro.	35–50
Sulfuros de Hierro	Está como partícula libre.	70–120
	Se aprecia asociada con la Esfalerita.	25–75
	Está asociada con las Gangas	35–55

El orden de predominancia de los minerales analizados fue: **Gangas (Cuarzo, Silicatos de CaAlFe, Silicatos de AlK y Carbonatos de Calcio) > Pirita > Esfalerita > Galena > Pirrotita > Calcopirita > Trazas de (Óxidos e Hidróxidos de Hierro).** Los minerales identificados por Microscopía Electrónica de Barrido, fueron corroborados con los análisis mineralógicos por microscopía óptica. Se muestra el promedio en porcentaje, de la composición química elemental de los minerales identificados en la muestra.



*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

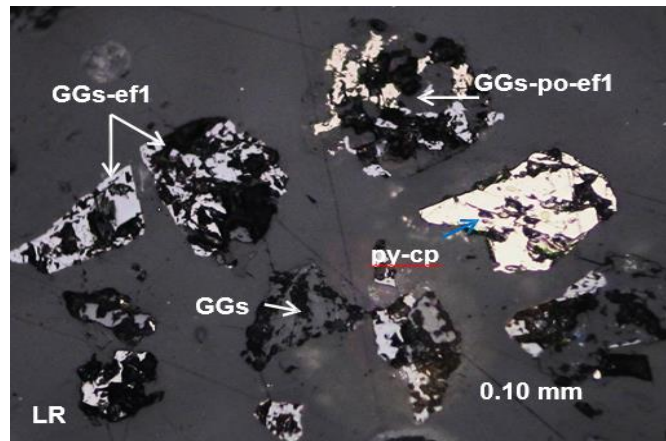
FIGURA 4.3. Imágenes de la muestra: Partículas asociadas a la Ganga y Partículas liberadas de Pirita (aumento 200x).



*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

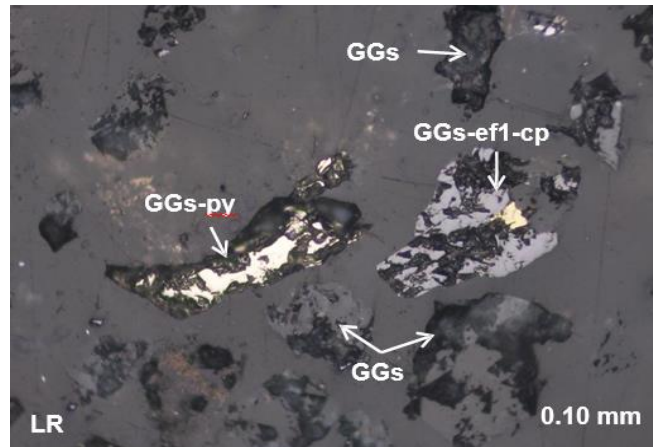
FIGURA 4.4. Imágenes de la muestra: Partículas de: Galena, Pirita, Pirrotita, y Gangas (aumento 200x).

a. ANÁLISIS MINERALÓGICO POR MICROSCOPIA ÓPTICA CABEZA +200m



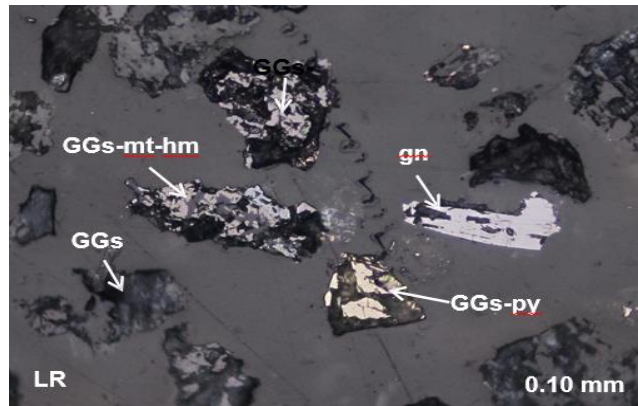
*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

FIGURA 4.5. Cabeza +200m.- Granos mixtos de gangas con esfalerita (GGs-ef1), gangas con esfalerita y pirrotita (GGs-ef1-po), pirita con inclusiones de calcopirita (py-cp) y grano libre de gangas (GGs).



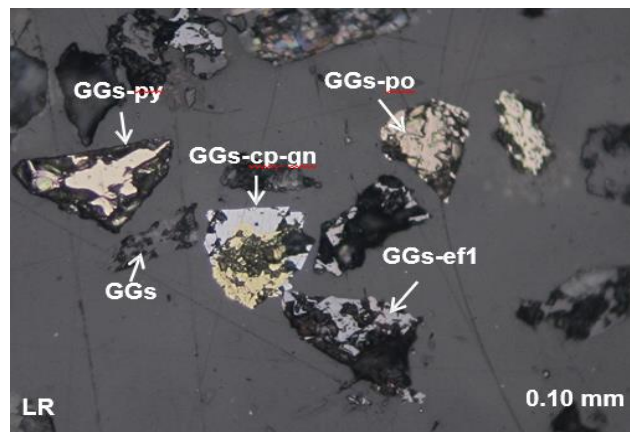
*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

FIGURA 4.6. Cabeza +200m.- Ocurren granos libres de gangas y asociados de gangas con pirita (GGs-py) y de gangas, esfalerita y calcopirita (GGs-ef1-cp).



*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

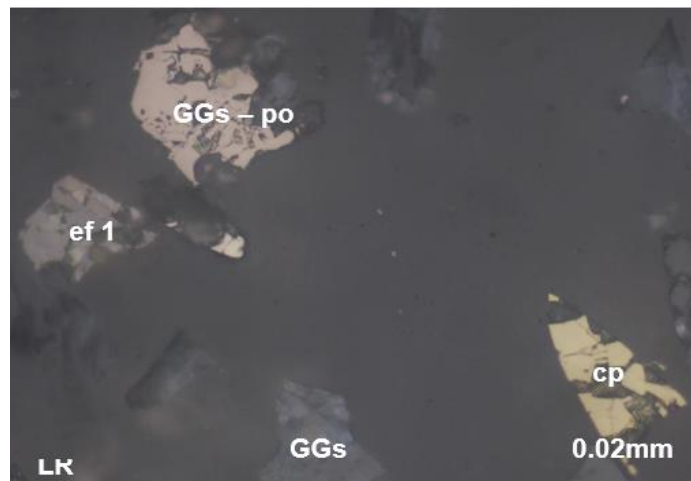
FIGURA 4.7. Cabeza +200m.- Granos libres de gangas (GGs) y galena (gn) granos mixtos de gangas con esfalerita (GGs-efl), de gangas con magnetita y hematita (GGs-mt-hm) y de gangas con pirita (GGs-py).



*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

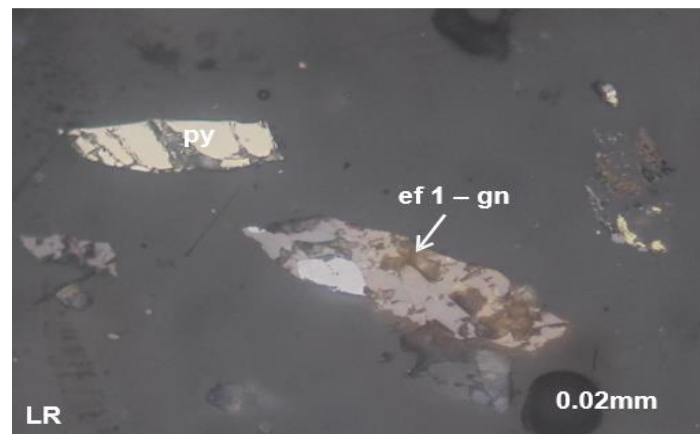
FIGURA 4.8. Cabeza+200m.- Se observan intercrecimientos de gangas-calcopirita-galena (GGs- cp-gn), gangas-pirita (GGs-py), gangas-pirrotita (GGs-po) y de gangas - esfalerita1 (GGs-ef1) y granos libres de gangas (GGs).

a. ANÁLISIS MINERALÓGICO POR MICROSCOPIA ÓPTICA CABEZA +325m



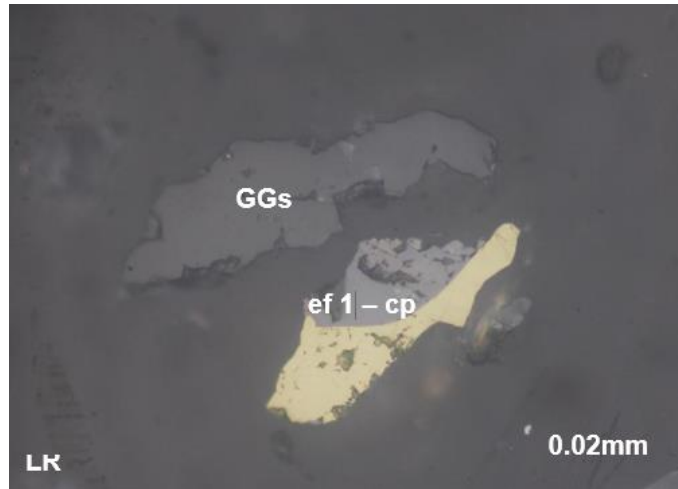
*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

FIGURA 4.9. Cabeza+325m.- Se observan granos libres de calcopirita (cp), esfalerita (ef) y gangas (GGs). Grano mixto compuesto por gangas con pirrotita (GGs-po).



*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

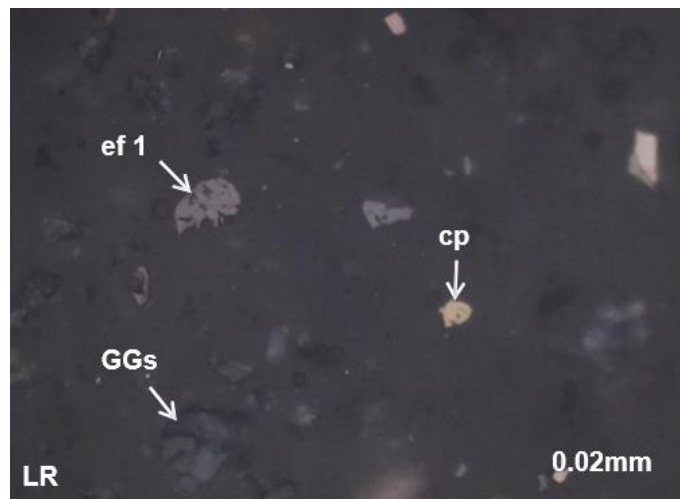
FIGURA 4.10. Cabeza+325m.- Grano libre de pirita (py). Grano mixto compuesto por esfalerita1 con galena. (ef1-gn).



*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

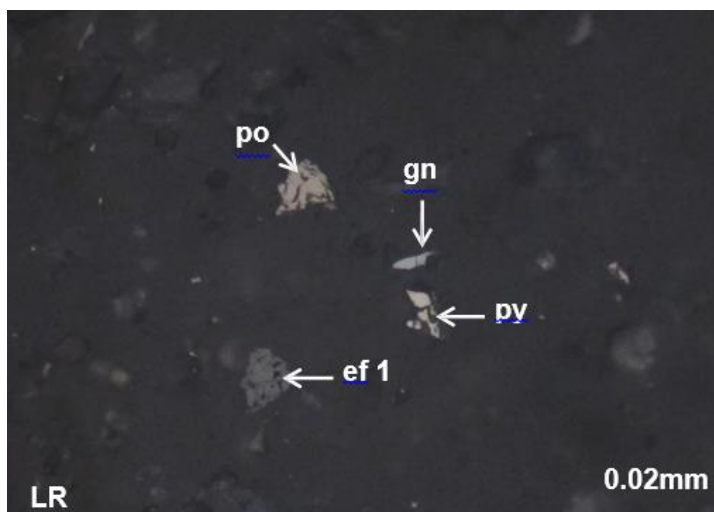
FIGURA 4.11. Cabeza +325m.- Partícula libre de minerales de ganga (GGs). Grano mixto compuesto por esfalerita 1 con calcopirita (ef1-cp).

a. ANÁLISIS MINERALÓGICO POR MICROSCOPIA ÓPTICA CABEZA -325m.



*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

FIGURA 4.12. Cabeza -325m.- Se observan granos libres de esfalerita1 (ef1), calcopirita (cp) y gangas (GGs).



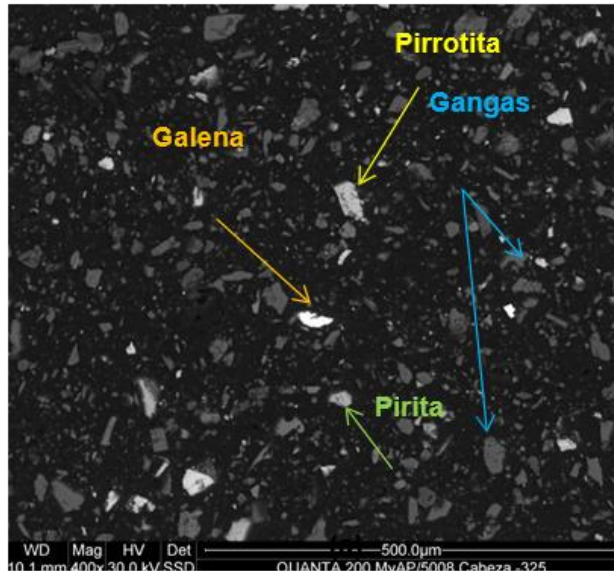
*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica (2014).

FIGURA 4.13. Cabeza-325m.- Se observan granos libres de esfalerita 1 (ef1), pirita (py), galena (gn) y pirrotita (po).

a. ESTUDIO POR MICROSCOPIA ELECTRÓNICA -325m.

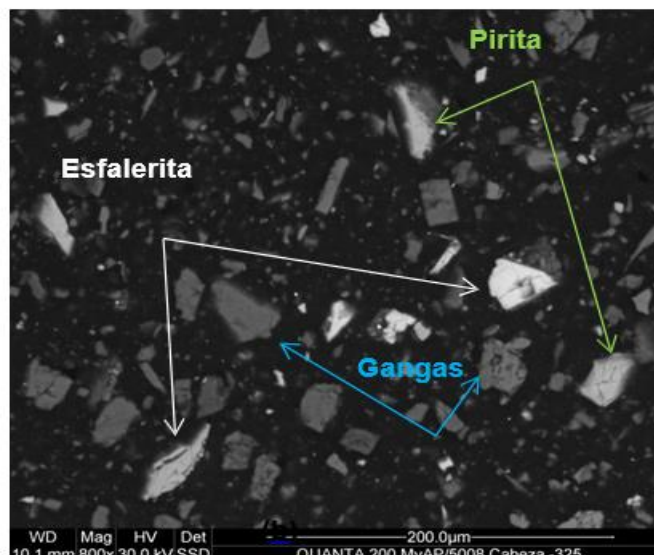
TABLA 4.15. Descripción de la muestra Cabeza -325m.

MUESTRA	Cabeza- 325m	
MINERALOGIA	Cuarzo, Pirita, Pirrotita, Esfalerita (Blenda), Silicatos de (CaAlFe), Silicatos de (AlK), Carbonatos de Calcio, Calcopirita, Óxidos de Hierro y Galena.	
Minerales	Descripción	Tamaño de partícula (µm)
Esfalerita (Blenda)	Se aprecia como partícula libre. Está asociada con las Gangas. Está asociada con la Galena. Se encuentra asociada con la Calcopirita.	28-45 15-25 18-28 10-20
<p>El orden de predominancia de los minerales analizados fue:</p> <p>Gangas (Cuarzo, Silicatos de Ca Al Fe, Silicatos de AlK y Carbonatos de Calcio) Pirita Esfalerita Galena Pirrotita Óxidos de Hierro Trazas de (Calcopirita).</p> <p>Los minerales identificados por Microscopía Electrónica de Barrido, fueron corroborados con los análisis mineralógicos por microscopía óptica.</p>		



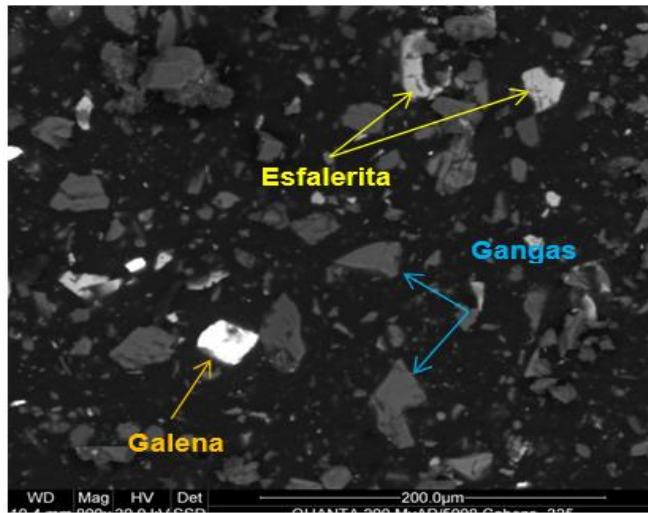
*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

FIGURA 4.14. Partículas liberadas de: Pirrotita, Pirita, Galena y minerales de gangas (aumento 400x).



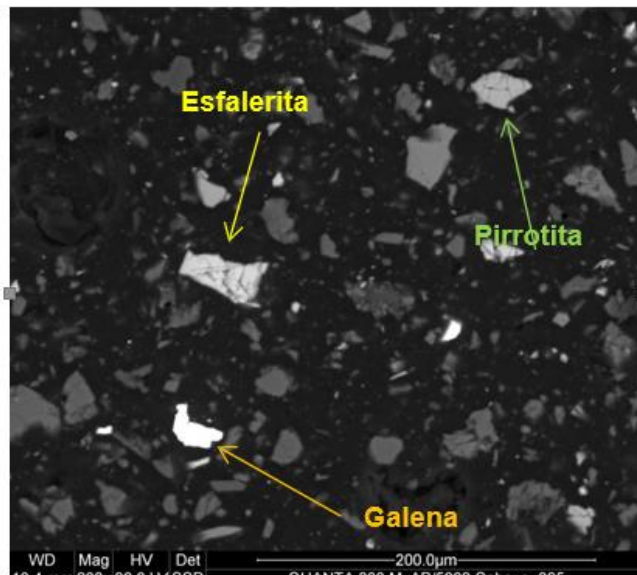
*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

FIGURA 4.15. Partículas liberadas de Esfalerita, Pirita y minerales de gangas (aumento de 800x).



*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

FIGURA 4.16. Imágenes de la muestra: Partículas liberadas de: Esfalerita, Galena y Gangas (aumento 800x).



*Fuente: BISA, Análisis mineralógicos por microscopia óptica y estudios por microscopia electrónica (2014).

FIGURA 4.17. Partículas liberadas de: Galena, Esfalerita y Pirrotita (aumento de 800x).

CAPITULO V

PRUEBAS EXPERIMENTALES

5.1. PRUEBAS DE FLOTACION CLEANER EN LAS CELDAS DENVER

Se realizó la flotación cleaner, en una celda Denver, donde se utilizó las espumas de la segunda limpieza cleaner, ya que en este punto nuestro objetivo fue aumentar la concentración del concentrado de Zn. Para ello es importante que la muestra sea representativa.

La toma de muestra se realizó en el circuito de Zn, alimentación a la 3ra Limpieza Zn, en condiciones normales de operación.

Mediante la prueba a nivel de Laboratorio Metalúrgico – Químico y con las mismas condiciones de la Planta Concentradora, se determinó en cuál punto de muestreo de la sección del circuito de limpieza Zn presenta un mejor resultado y comportamiento durante la flotación, para tal fin se utilizará el parámetro de comparación: El FACTOR METALURGICO.

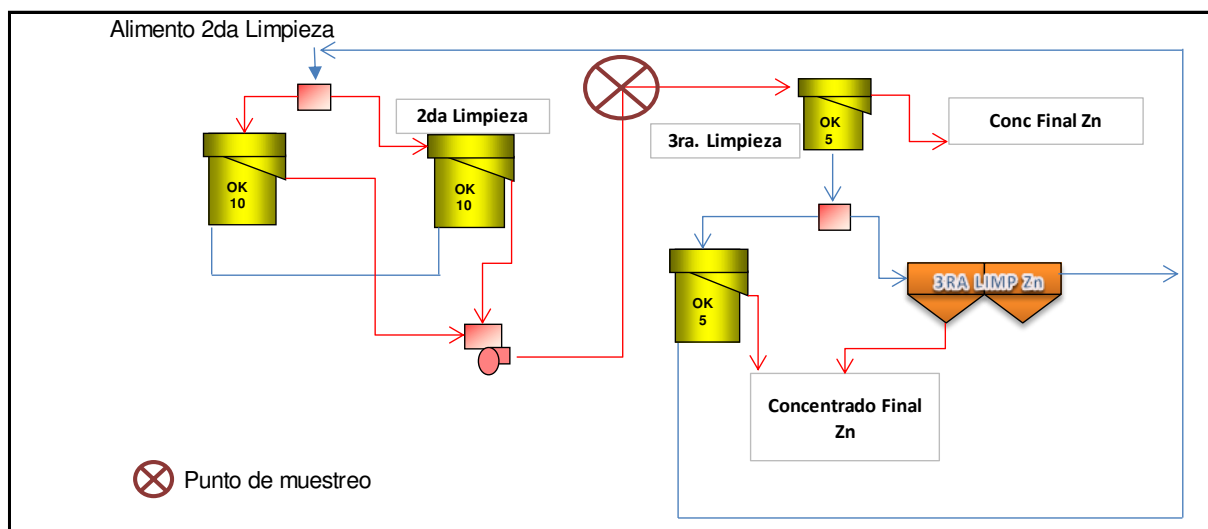
El Factor Metalúrgico (FM): Es el valor que indica la mejor recuperación de un mineral con baja ley de cabeza. (Manzaneda, 2010)

Determinándose de la siguiente manera:

$$FM = \frac{\% \text{ Ley Concentrado} \times \% \text{ Ley Recuperación}}{\% \text{ Ley Cabeza}}$$

*Fuente: Jose, Manzaneda (2010)

FIGURA 5.1. Circuito de limpieza Zn



*Fuente: Elaboración propia (2018)

TABLA 5.1. Condición estándar del proceso por segmentos en el circuito Zn

DESCRIPCIÓN	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Bi%
Alimento Circuito Zinc	0.50	0.16	3.20	0.12	12.08	0.039
Concentrado DR 300-I	2.07	0.56	43.07	0.77	9.58	0.09
Relave DR300-I	0.44	0.14	1.22	0.10	11.37	0.036
Concentrado DR 300-II	3.10	0.87	23.76	1.03	17.90	0.126
Relave DR300-II	0.49	0.15	0.71	0.08	10.47	0.036
Concentrado Rougher	3.47	1.03	13.53	0.87	22.75	0.141
Relave Rougher	0.64	0.22	1.12	0.12	13.21	0.048
Espuma Celda Columna	2.58	0.89	48.85	0.88	9.74	0.093
Cola Celda Columna	3.24	0.96	26.41	1.07	16.02	0.130
Espuma OK-30	4.11	1.13	25.46	1.40	14.51	0.171
Cola OK-30	1.71	0.39	10.02	0.37	21.85	0.080
Espuma OK-50	3.91	1.18	32.64	1.30	12.77	0.144
Cola OK-50	3.31	0.94	23.91	1.04	15.79	0.127

Concentrado Limpieza	2da	3.51	1.09	40.89	1.46	11.77	0.131
Relave Limpieza	2da	3.72	1.00	22.91	1.17	13.48	0.149
Concentrado Limpieza	3ra	2.65	0.88	51.58	0.99	9.44	0.088
Relave Limpieza	3ra	3.54	1.05	38.31	1.41	11.51	0.13
Concentrado Scavenger		2.27	0.60	4.62	0.46	26.10	0.10
Relave Scavenger		0.36	0.09	0.30	0.06	11.48	0.034

*Fuente: Elaboración propia (2018)

5.2. CONDICIONES DE LA PRUEBA

pH: 8.25

%S: 33.01

Granulometría: 68.2% -200m.

Dp:1.18 Kg/L

Ge: 2.20

t flotación: 2min

t Acondicionamiento:1min

TABLA 5.2. Condiciones de flotación Cleaner estándar.

PRODUCTO	%PESO	LEYES					% RECUPERACIÓN				
		Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%	Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
Conc. Zn	66.01	2.45	0.74	51.78	0.59	9.24	41.94	37.02	72.66	45.93	63.42
Rve. Cl	33.99	6.58	2.43	37.84	1.35	10.35	58.06	62.98	27.34	54.07	36.58
Cabeza calculada	100.00	3.85	1.31	47.04	0.85	9.62	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Fuente elaboración propia (2018)

TABLA 5.3. Condiciones de flotación Cleaner para un consumo de 25gr/TM de Cuprocianuro.

PRODUCTO	%PESO	LEYES					% RECUPERACIÓN				
		Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%	Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
Conc. Zn	66.44	2.54	0.72	52.24	0.60	0.68	44.14	38.52	73.80	46.38	61.87
Rve. Cl	33.56	6.37	2.28	36.72	1.37	10.59	55.86	61.48	26.20	53.62	38.13
Cabeza calculada	100.00	3.83	1.25	47.03	0.86	9.32	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Fuente elaboración propia (2018)

TABLA 5.4. Condiciones de flotación Cleaner para un consumo de 30gr/TM de Cuprocianuro.

PRODUCTO	%PESO	LEYES					% RECUPERACIÓN				
		Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%	Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
Conc. Zn	56.51	2.45	0.69	53.15	0.57	8.33	36.00	31.25	64.06	36.62	50.00
Rve. Cl	43.49	5.66	1.96	38.75	1.29	10.83	64.00	68.75	35.94	63.38	50.00
Cabeza calculada	100.00	3.85	1.24	46.89	0.89	9.42	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Fuente elaboración propia (2018)

TABLA 5.5. Condiciones de flotación Cleaner para un consumo de 35gr/TM de Cuprocianuro.

PRODUCTO	%PESO	LEYES					% RECUPERACIÓN				
		Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%	Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
Conc. Zn	66.44	2.54	0.72	52.24	0.60	8.68	44.14	38.52	73.80	46.38	61.87
Rve. Cl	33.56	6.37	2.28	36.72	1.37	10.59	55.86	61.48	26.20	53.62	38.13
Cabeza calculada	100.00	3.83	1.25	47.03	0.86	9.32	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Fuente elaboración propia (2018)

TABLA 5.6. Condiciones de flotación Cleaner para un consumo de 45gr/TM de Cuprocianuro.

PRODUCTO	%PESO	LEYES					% RECUPERACIÓN				
		Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%	Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
Conc. Zn	66.44	2.47	0.72	52.52	0.60	8.45	41.24	35.82	72.00	44.61	58.09
Rve. Cl	35.56	6.39	2.33	37.01	1.36	11.04	58.76	64.18	28.00	55.39	41.91
Cabeza calculada	100.00	3.86	1.29	47.00	0.87	9.37	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Fuente elaboración propia (2018)

TABLA 5.7. Condiciones de flotación Cleaner para un consumo de 50gr/TM de Cuprocianuro.

PRODUCTO	%PESO	LEYES					% RECUPERACIÓN				
		Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%	Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
Conc. Zn	46.31	2.27	0.64	53.78	0.56	8.13	27.96	24.28	52.94	29.64	40.88
Rve. Cl	53.69	5.04	1.73	41.24	1.15	10.15	72.04	75.72	47.06	70.36	59.12
Cabeza calculada	100.00	3.76	1.23	47.05	0.88	9.21	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Fuente elaboración propia (2018)

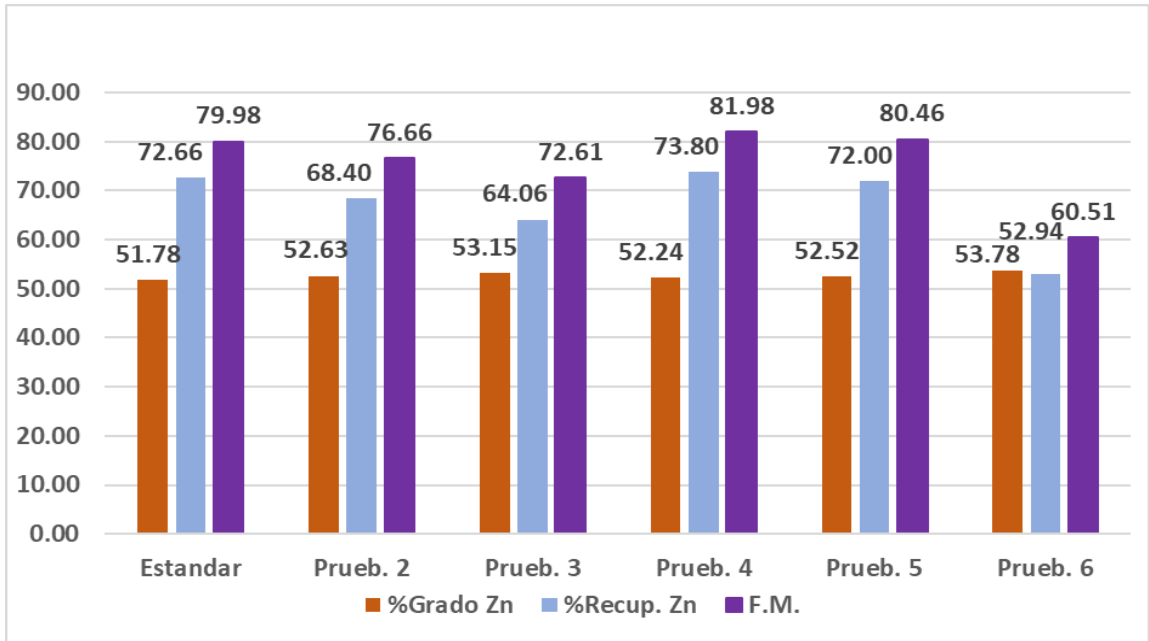


FIGURA 5.2. Factores Metalúrgicos obtenidos de los balances

*Fuente elaboración propia (2018)

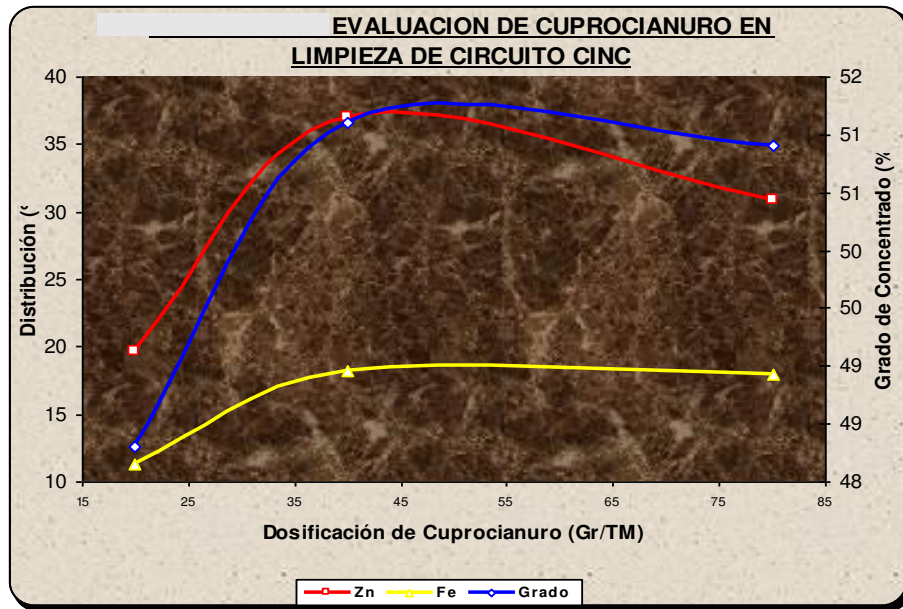


FIGURA 5.3. Evaluación de Cuprocianuro en limpieza de circuito de Zn; Las tendencias indican que a medida que se incrementa el grado del concentrado a un nivel óptimo de dosificación hay una ligera estabilidad en %Fe.

*Fuente: Ing. Herrera Huamani, Bonifacio (2012)

5.3. PRUEBA INDUSTRIAL EN LA PLANTA CONCENTRADORA

En la etapa de flotación de segunda limpieza cleaner, la mejor prueba metalúrgica seleccionada fue la prueba N°4, donde se obtuvo un Factor Metalúrgico de 81.98, con una ley de Zn de 52.24%, recuperación de Zn de 73.80%. Las tablas muestran el efecto del Cuprocianuro a diferentes dosificaciones, con mayor dosificación se tiene buen incremento tanto en el grado como en la recuperación y el fierro es controlado, siendo el consumo promedio de 35 gr/TM a mayores dosificaciones tanto el grado como la recuperación es afectada.

Luego de los datos obtenidos se afianzó los datos para poder realizar la prueba en la planta concentradora, en el cual se realizó el muestreo en el proceso estándar y el proceso, adicionando la concentración ideal obtenidas en la prueba N°4.

Los datos obtenidos fueron:

TABLA 5.8. Balance Metalúrgico del proceso estándar.

PRODUCTO	%PESO	LEYES					% RECUPERACIÓN				
		Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%	Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
Conc. Zn	58.10	3.63	1.61	51.23	0.57	9.87	45.70	46.97	68.33	38.74	46.89
Rve. Cl	41.90	5.98	2.52	32.93	1.25	15.50	54.30	53.03	31.67	61.26	53.11
Cabeza calculada	100.00	4.61	1.99	43.56	0.85	12.23	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Fuente elaboración propia (2018)

TABLA 5.9. Balance Metalúrgico con consumo de 35gr/TM de Cuprocianuro.

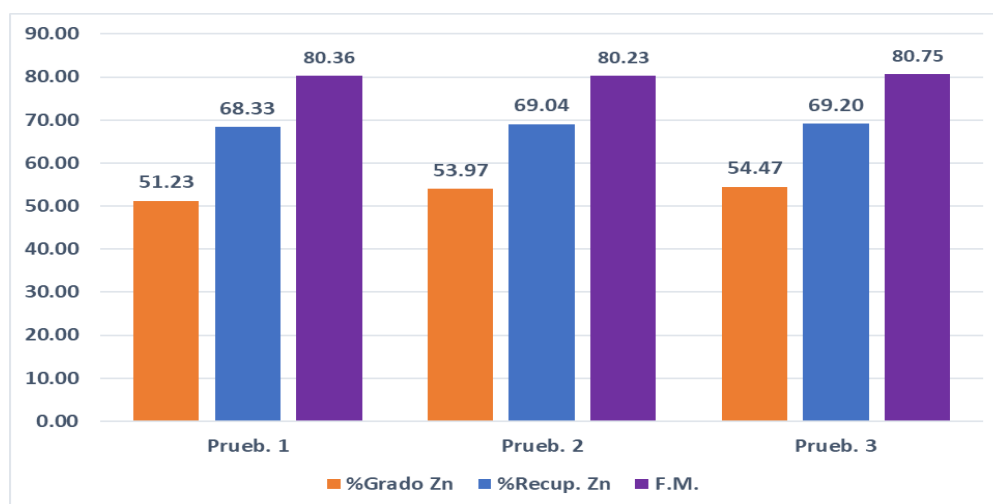
PRODUCTO	%PESO	LEYES					% RECUPERACIÓN				
		Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%	Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
Conc. Zn	59.41	2.89	1.00	53.97	0.51	8.42	40.21	34.17	69.04	39.16	44.49
Rve. Cl	40.59	6.29	2.82	35.42	1.16	15.38	59.79	65.83	30.96	60.84	55.51
Cabeza calculada	100.00	4.27	1.74	46.44	0.77	11.25	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Fuente elaboración propia (2018)

TABLA 5.10. Balance Metalúrgico con consumo de 40gr/TM de Cuprocianuro.

PRODUCTO	%PESO	LEYES					% RECUPERACIÓN				
		Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%	Ag Oz/TM	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%
Conc. Zn	59.30	2.91	0.91	54.47	0.50	8.62	37.30	31.52	69.20	37.97	44.89
Rve. Cl	40.70	6.83	2.88	35.32	1.19	15.42	61.70	68.48	30.80	62.03	55.11
Cabeza calculada	100.00	4.51	1.71	46.68	0.78	11.39	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

*Fuente elaboración propia (2018)



*Fuente elaboración propia (2018)

FIGURA 5.4. Factores Metalúrgicos obtenidos de los balances

CAPITULO VI

DISCUSION DE RESULTADOS

Los resultados obtenidos de acuerdo a los ensayos producidos en la planta concentradora, da señal de una mejora en cuanto a las leyes y recuperación del concentrado de Zn.

	%Ley Zn	%Rec. Zn
Estándar	51.23	68.33
Prueba 1	53.97	69.04
Prueba 2	54.47	69.20

En la prueba estándar realizada en la planta concentradora, se obtuvo en el muestreo realizado en toda la guardia día, una ley de Zn: 51.23%, y con la aplicación del Cuprocianuro con una dosificación de 35 gr/TM de 53.97 y aun mejorando su porcentaje en la siguiente guardia día 54.47 %.

Una manera eficiente de medir las mejoras obtenidas con la aplicación del Cuprocianuro es midiéndola con el F.M., cuando se trabaja en flotación a nivel laboratorio analizando funciones respuestas continuamente se hace la evaluación de las recuperaciones, o independientemente la evaluación del grado de concentrado, este criterio es errado porque es conocido que se pueden obtener altas recuperaciones con un grado de concentrado muy bajo. En metalurgia, lo óptimo es obtener las mejores recuperaciones con el mejor grado de concentrado. Por otro lado, las operaciones de flotación generalmente logran altos grados de concentrado y recuperaciones cuando la ley de cabeza es alta. La mejor operación es aquella donde se alcanzan altas recuperaciones y buenos grados de concentrados con leyes de cabeza relativamente bajas.

	FM
Estándar	80.36
Prueba 1	80.23
Prueba 2	80.75

Mostrando claramente la evaluación en los concentrados obtenidos, la prueba con Cuprocianuro demuestra mejores resultados en la planta concentradora, siendo 80.76, el valor adimensional mayor que en la prueba estándar, con una calidad de 54.47% Zn y recuperación de 69.20% Zn.

Cabe señalar que el concentrado de Zn resultante de las pruebas realizadas visualmente se aprecia en plateo, la esfalerita marmatítica que supondría en las siguientes asociaciones y estados libres:

<p style="text-align: center;">Esfalerita (Blenda- Marmatita)</p>	<p>Se aprecia como partícula libre. Está asociada con las Gangas. Está asociada con los Óxidos e Hidróxidos de Hierro. Se encuentra asociada con la Calcopirita. Se encuentra asociada con los Sulfuros de Hierro. Está asociada con la Galena.</p>
---	--

El orden que se podría deducir de los resultados obtenidos por estudio de Microscopia Electrónica sería:

Cuarzo, Pirita, Pirrotita, Esfalerita (Blenda - Marmatita), Silicatos de (CaAlFe), Silicatos de (AlK), Carbonatos de Calcio, Calcopirita, Óxidos e Hidróxidos de Hierro y Galena.

CAPITULO VII

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES:

- La recuperación de 69.20% y grado de 54.47%, es aceptable en relación a los parámetros operacionales de la planta concentradora, donde se busca la mejora constante, basado en la comprobación de la hipótesis.
- Se obtiene una mejora tanto en la recuperación como en el grado de Zn con la adición del Cuprocianuro, la base de ensayos a nivel laboratorio demuestra que la tendencia es directamente proporcional a medida que aumenta la dosificación.
- La mejor prueba seleccionada en la 2da flotación Cleaner se obtuvo como calidad de concentrado Zn de 54.47% y 69.20% en la recuperación que es la variable independiente. Esto es debido a que el Cuprocianuro en presencia de Zn marmatítico interactúa con el Fe presente.
- A mayores dosificaciones de Cuprocianuro tanto el grado y recuperación aumentan, pero, al ser excesivo la tendencia llega a disminuir, el promedio de dosificación ronda los 35 gr/TM, siendo un máximo de dosificación de 45gr/TM.
- El proceso metalúrgico de acuerdo a los resultados de la investigación de la tesis, para la recuperación de Zn y grado de Zn en la planta concentradora El Porvenir en la provincia de Yarusyacan es una flotación Cleaner de 3ra Limpieza adicionando el Cuprocianuro en 35gr/TM.

RECOMENDACIONES:

- Evaluar el circuito de Zn para poder determinar que otro punto de dosificación con el Cuprocianuro podría mejorar la performance en el proceso de flotación.
- Muestreo general del circuito de Zn, esto para obtener mejor control en las tendencias y proponer nuevos puntos de dosificación.
- En la investigación realizada para la puesta en marcha de las pruebas se determinó que la preparación del Cuprocianuro emite gases tóxicos propios de su mezcla, por lo que se debe tener cuidado especial tanto en su preparación como puesta en marcha para la prueba industrial.
- Realizar la estandarización de los reactivos de flotación en el proceso global de la planta, debido a que su preparación no se ha estandarizado.
- Realizar pruebas metalúrgicas que puedan ayudar a minimizar la emanación de gases tóxicos proveniente de la preparación de Cuprocianuro, para evitar la contaminación medioambiental.
- Seguir las medidas de seguridad para la preparación de los reactivos químicos en mención al caso de estudio presente. (Anexo 5.)

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Azañero Ortiz, A., Aramburu Rojas, V., Quiñones Lavado, J., Puente Santibáñez, L., Cabrera Sandoval, M., Rengifo Sing, W., Falconi Rosadio, V., & Quispe Valdivia, J. (2012). *Flotación de minerales polimetálicos sulfurados de Pb, Cu y Zn*. Revista del Instituto de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, 13(26), pp. 51-58.
2. Vilcapoma Juño, Johnnathan; Chávez Poma, Zamudio (2012). *Pruebas experimentales a nivel de laboratorio de concentración gravimétricas y flotación de minerales de oro en la planta concentradora Caselita en Condoroma – Cuzco*. Tesis (Ingeniero Metalurgista y de Materiales). Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú. 93p.
3. Ministerio de Vivienda, Construcción y Saneamiento. (2007). *Plan de acondicionamiento territorial de la provincia de Pasco*. Perú. pp. 40-130.
4. Allpoc Ramos, Edgar; Parraga Olivera, Elvis. (2008). *Incremento de la capacidad de molienda mediante el empleo de zarandas de alta frecuencia e el circuito molienda – clasificación en la Compañía Minera Milpo – Unidad el Porvenir*. Tesis (Ingeniero Metalúrgico). Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú. pp. 12-31.
5. Aquije, Robert. (2017). *Determinación de Plomo en concentrados de Pb por el método del EDTA*. Guía de análisis químico. Instituto de educación técnica superior Catalina Buendía de Pecho. 4p.
6. Ruiz Castillo, Evelyn J. (2014). *Evaluación comparativa entre el método de determinación de cobre por Yodometría y titulación potenciométrica con iones selectivos y validación*. Tesis (Ingeniero Químico). Arequipa: Universidad Nacional San Agustín de Arequipa. 20p.
7. Pérez Quispeluz, Juana. (2015). *Informe de trabajo profesional unidad minera San Salvador 27 Tacaza del consorcio de Ingenieros Ejecutores*

- Mineros S.A. CIEMSA*. Informe (Ingeniero Químico). Arequipa: Universidad Nacional San Agustín de Arequipa. 73p.
8. Asociación Latinoamericana de Zinc. (Sin fecha). *Historia del Zinc*. EE.UU.:LATIZA. Recuperado de <http://www.latiza.com>.
 9. Habashi, Fathi. (Sin fecha). *Zinc in The Environment*. Bélgica: International Zinc Association. pp. 2-4.
 10. International Zinc Association. (Sin fecha). *Zinc in The Environment*. EE.UU.:IZA. Recuperado de <http://www.iza.com>.
 11. Anthony, J. W., Bideaux, R. A., Bladh, K.W. y Nichols, M.C. (1990). *Handbook of Mineralogy. Vol. 1. Mineral Data Publishing*, Tucson, USA. 588pp.
 12. LENNTECH. (Sin fecha). *Zinc*. España. Recuperado de <https://www.lenntech.es>.
 13. Compañía Minera Antamina (2018). Perú segundo mayor productor de zinc mundial. Perú. Recuperado de <https://www.antamina.com.pe>.
 14. Ramos Samanez, John Cristian; Orihuela Gutiérrez, Alexander. (2017). *Caracterización y evaluación de pruebas metalúrgicas de flotación de un mineral complejo polimetálico del distrito de Palca – Huancavelica*. Tesis (Ingeniero Metalurgista). Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos. 31p.
 15. Linares Gutiérrez, N. (2010). *Propuesta técnica de procesamiento de minerales utilizando agua de mar para la mejora de la responsabilidad social y sostenibilidad de las comunidades alto andinas de la región Tacna*. Tesis (Doctor en Ciencias Ambientales). Tacna: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann – Tacna. pp. 29-33.
 16. Riofrio Ortiz, Ronald. (2016). *Estudio tecnológico para la depresión del arsénico en minerales de cobre*. Tesis (Ingeniero Metalurgista). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería. pp. 26-28.

17. Sánchez Llanco, J. (2013). *Flotación sin la adición de colector en el beneficio de minerales sulfurados de plomo y zinc en la planta concentradora José Picasso Peralta - Caudalosa Grande Corporación Minera Castrovirreyna*. Tesis (Ingeniero Metalurgista y Materiales). Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú. 11p.
18. Danafloat (sin fecha). *Minerales de Plomo – Zinc*. Perú. Recuperado de <http://www.danafloat.com>.
19. Manzaneda Cabala, J. (2010). *Aplicación de microscopía en el procesamiento de minerales por flotación*. Tesis (Maestro en Ciencias). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería. 44p.
20. Bravo Gálvez, A. (sin fecha). *Manual de flotación de minerales*. Perú. 4p.
21. BISA (2017). *Análisis mineralógico por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica de muestras*. Informe de ensayo.
22. Bonifacio Herrera (2007), *Avances sobre procesamiento de minerales polimetálicos con contenido de pirrotita y serecita*. Trabajo de investigación. Lima: convención Extemin.

ANEXOS

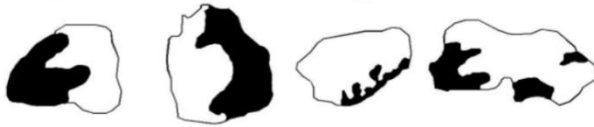
ANEXO 1

TIPOS GEOMÉTRICOS DE INTERCRECIMIENTOS ENTRE MINERALES

1a SIMPLE



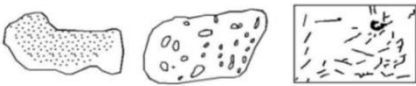
1b AMEBOIDE



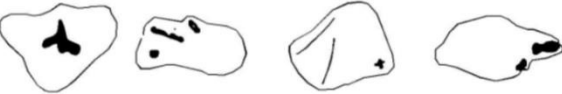
1c GRÁFICO



1d DISEMINADO



1e INCLUSIÓN



2a CORONA



2b SUB-CORONA



2c CONCÉNTRICO



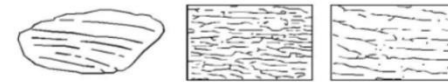
2d COLOFORME



3a SANDWICH



3b ESTRATIFICADO



3c RETICULAR



3d VETEADO



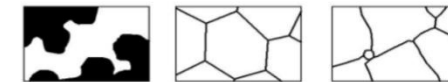
4a BORDE
COMPUESTO



4b COMPENETRACIÓN



4c INTERSTICIAL



ANEXO 2

En resumen, la información base de los análisis mineralógicos, presenta la lista de los minerales identificados en la muestra, con sus respectivos grados de liberación (en azul), y las asociaciones mineralógicas con los intercrecimientos identificados; al final de esta tabla, se indican los porcentajes en peso (en azul) que corresponden a la suma de los porcentajes de los minerales libres y asociados.

MUESTRA Cabeza +100m

GRANOS LIBRES					GRANOS LIBRES (% en peso)													
Minerales Libres	#Granos	#Gr.xP.E.	%Areal	Liberación (%)	GGs	py	ef1	ef2	cp	mt	po	cv	bn	mc	M.inter	gn	hm	LIMs
Gangas	501	1302.60	68.01	84.46	68.01													
Pirita	4	20.20	1.05	11.02		1.05												
Esfalerita1	2	8.00	0.42	9.01			0.42											
Esfalerita2	0	0.00	0.00	0.00				0.00										
Calcopirita	0	0.00	0.00	0.00					0.00									
Magnetita	0	0.00	0.00	0.00						0.00								
Pirrotita	1	4.61	0.24	20.83							0.24							
Covelita	0	0.00	0.00	0.00								0.00						
Bornita	0	0.00	0.00	0.00									0.00					
Marcasita	1	4.89	0.26	55.56										0.26				
M.intermedio	0	0.00	0.00	0.00											0.00			
Galena	2	15.00	0.78	32.79												0.78		
Hematita	0	0.00	0.00	0.00													0.00	
Limonitas	0	0.00	0.00	0.00														0.00

#Gr.X P.E.: Número de granos por P.E.

MUESTRA Cabeza +100m

Minerales Asociados	GRANOS MIXTOS			Asociaciones	GRANOS MIXTOS (% en peso)													
	#Granos	#Gr.xP.E.	%Areal		GGs	py	ef1	ef2	cp	mt	po	cv	bn	mc	M.inter	gn	hm	LIMs
GGs-py	73	249.83	13.04	1bIV;1el,II;4bII	6.58	6.46												
GGs-py-hm	1	3.34	0.17	1bIV;1ell	0.10	0.05											0.03	
GGs-ef1-py	8	26.75	1.40	1bII,IV;1ell	0.61	0.26	0.52											
GGs-cp	2	6.32	0.33	1bIV;1el,II	0.18				0.15									
GGs-ef1	34	108.84	5.68	1aII;1bIV;1el,II;2bI	2.63		3.05											
GGs-po	7	22.82	1.19	1bIV;1el,II;3bI	0.64						0.55							
GGs-py-mt-cp	1	3.75	0.20	1bIV;1ell	0.07	0.08			0.02	0.03								
GGs-gn GGs-	4	21.67	1.13	1aII;3aII	0.23											0.90		
py-po GGs-	1	3.94	0.21	1bII,III	0.05	0.08					0.07							
ef1-gn GGs-	1	4.49	0.23	1aII;1bII;1ell	0.05		0.06									0.12		
cp-bn-cv	1	4.03	0.21	1aII;1bII,IV	0.04				0.07			0.02	0.08					
GGs-LIMs	1	3.05	0.16	1ell	0.07													0.09
GGs-LIMs-py	1	3.43	0.18	1ell;3aI	0.08	0.08												0.02
GGs-py-gn	3	15.40	0.80	1aII;1bII,IV;1ell	0.11	0.34										0.35		
GGs-ef1-cp-gn	2	7.99	0.42	1bIV;1ell	0.11		0.13		0.07							0.12		
GGs-py-mc	3	11.84	0.62	1aII;1bII;1ell	0.18	0.24								0.20				
po-py	1	4.65	0.24	1ell		0.03					0.22							
GGs-ef1-po	1	3.27	0.17	1bII;1ell	0.08		0.06				0.02							
GGs-cp-ef2	1	3.06	0.16	1aIII;1ell	0.10			0.02	0.04									
py-ef1	1	4.51	0.24	1aII		0.13	0.10											
GGs-py-M.inter	1	3.53	0.18	1ell	0.08	0.08								0.02				
GGs-cp-py-ef1-gn	1	4.04	0.21	1aII;1bII	0.05	0.05	0.02		0.04							0.04		
GGs-ef1-cp	1	3.90	0.20	1bIII;1ell	0.01		0.15		0.04									
py-GGs-cp	1	4.48	0.23	1bII,IV	0.03	0.18			0.02									
py-M.inter-GGs-cp	1	4.31	0.23	1bII,IV	0.03	0.11			0.02					0.07				
GGs-cp-ef2-py	1	3.61	0.19	2bI;1ell	0.05	0.03		0.04	0.07									
GGs-ef1-cp-py	1	3.57	0.19	1bII;1el,III	0.05	0.03	0.08		0.02									
GGs-hm-cp	1	3.26	0.17	1ell	0.10				0.02								0.05	
GGs-ef2	1	2.74	0.14	1bI	0.12			0.02										
GGs-py-mt-hm-cp	1	4.26	0.22	1bII,IV;1ell	0.04	0.08			0.02	0.05							0.03	
py-ef1-gn	1	5.19	0.27	1aIV;1ell		0.21	0.02								0.04			
GGs-M.inter-po-ef1-gn	1	4.20	0.22	1bII;1el,II;2bIII	0.04		0.02				0.05			0.07	0.04			
Total	670	1915.33	100.00		80.53	9.57	4.64	0.08	0.61	0.08	1.16	0.02	0.08	0.46	0.16	2.39	0.11	0.11
					GGs	py	ef1	ef2	cp	mt	po	cv	bn	mc	M.inter	gn	hm	LIMs

#Gr.X P.E.: Número de granos por Peso Específico.

MUESTRA Cabeza+200m

GRANOSLIBRES				GRANOS LIBRES (% en peso)														
Minerales Libres	#Granos	# Gr.xP.E.	%Areal	Liberación (%)	GGs	py	ef1	ef2	cp	mt	po	cv	bn	mc	M.inter	gn	hm	LIMs
Gangas	495	1287.00	72.84	87.04	72.84													
Pirita	4	20.20	1.14	13.56		1.14												
Esfalerita1	2	8.00	0.45	15.87			0.45											
Esfalerita2	0	0.00	0.00	0.00				0.00										
Calcopirita	2	8.40	0.48	46.51					0.48									
Magnetita	0	0.00	0.00	0.00						0.00								
Pirotita	0	0.00	0.00	0.00							0.00							
Covelita	0	0.00	0.00	0.00								0.00						
Bornita	0	0.00	0.00	0.00									0.00					
Marcasita	0	0.00	0.00	0.00										0.00				
M.intermedio	0	0.00	0.00	0.00											0.00			
Galena	3	22.50	1.27	54.55												1.27		
Hematita	0	0.00	0.00	0.00													0.00	
Limonitas	0	0.00	0.00	0.00														0.00

#Gr.X P.E.: Número de granos por Peso Específico.

MUESTRA Cabeza +200m

GRANOS MIXTOS				GRANOS MIXTOS (% en peso)														
Minerales Asociados	#Granos	# Gr.xP.E.	%Areal	Asociaciones	GGs	py	ef1	ef2	cp	mt	po	cv	bn	mc	M.inter	gn	hm	LIMs
GGs-py	66	228.93	12.96	1bl;1ell	6.27	6.69												
GGs-ef1	23	70.30	3.98	1al;1ell	2.28		1.70											
GGs-gn	3	14.17	0.80	1all;4cII	0.25											0.55		
GGs-ef1-cp	4	13.32	0.75	1al;1ell	0.29		0.32		0.14									
GGs-po	5	16.82	0.95	1bl;III;1ell	0.46						0.50							
GGs-py-mc	1	4.27	0.24	1bl	0.04	0.11								0.08				
GGs-py-ef1	1	3.72	0.21	1all,III	0.07	0.11	0.02											
GGs-cp	4	9.56	0.54	1all,III	0.28				0.26									
GGs-py-M.inter	1	4.21	0.24	1bl;1ell	0.04	0.14									0.05			
GGs-po-M.inter	1	3.77	0.21	1bl,IV	0.06						0.08				0.08			
GGs-po-ef1	3	10.17	0.58	1bl;1ell	0.25		0.09				0.23							
GGs-M.inter	1	4.12	0.23	2dl	0.03										0.20			
GGs-hm	1	4.35	0.25	1bl	0.04												0.20	
gn-GGs-cp	1	6.19	0.35	1bIV	0.03				0.02							0.30		
GGs-LIMs	1	3.05	0.17	1bl,IV	0.07													0.10
ef1-cp-gn	1	4.39	0.25	1bIII;1ell			0.16		0.05							0.04		
GGs-ef1-gn	2	7.72	0.44	1bIII;1ell	0.18		0.09									0.17		
GGs-mt-hm	1	3.87	0.22	1all,1ell	0.07					0.09							0.06	
GGs-cp-py-ef1	1	3.55	0.20	1bIII;1ell	0.07	0.06	0.02		0.05									
GGs-py-cp	1	4.23	0.24	1bl;1ell	0.04	0.17			0.02									
Total	628	1766.80	100.00		83.69	8.43	2.85	0.00	1.02	0.09	0.81	0.00	0.00	0.08	0.33	2.33	0.26	0.10
					GGs	py	ef1	ef2	cp	mt	po	cv	bn	mc	M.inter	gn	hm	LIMs

#Gr.X P.E.: Número de granos por Peso Específico.

MUESTRA Cabeza+325m

GRANOS LIBRES					GRANOS LIBRES (% en peso)											
Minerales Libres	#Granos	#Gr.xP.E.	%Areal	Liberación (%)	GGs	ef1	gn	py	ef2	cp	mc	po	hm	M.inter	LIMs	mt
Gangas	485	1261.00	63.00	98.29	63.00											
Esfalerita1	32	128.00	6.39	87.41		6.39										
Galena	2	15.00	0.75	55.56			0.75									
Pirita	52	262.60	13.12	91.96				13.12								
Esfalerita2	2	8.00	0.40	71.43					0.40							
Calcopirita	6	25.20	1.26	88.37						1.26						
Marcasita	1	4.89	0.24	100.00							0.24					
Pirrotita	14	64.54	3.22	79.73								3.22				
Hematita	0	0.00	0.00	0.00									0.00			
M.Intermedio	4	18.00	0.90	76.97										0.98		
Limonitas	0	0.00	0.00	0.00											0.00	
Magnetita	18	92.70	4.63	85.59												4.63

#Gr.X P.E.: Número de granos por Peso Específico.

UESTRA Cabeza +325m

GRANOS MIXTOS				GRANOS MIXTOS (%en peso)												
Minerales Asociados	# Granos	#Gr.xP.E.	%Areal	Asociaciones	GGs	ef1	gn	py	ef2	cp	mc	po	hm	M.inter	LIMs	mt
po-ef1	1	4.51	0.23	1a(II)		0.03						0.19				
GGs-cp	1	2.82	0.14	1b(IV);1e(I)	0.11					0.03						
ef1-cp	1	4.01	0.20	1e(I)		0.19				0.01						
GGs-py	3	9.71	0.49	1b(IV)	0.29			0.20								
GGs-mt	1	3.01	0.15	1b(IV)	0.11											0.04
py-po	2	9.47	0.47	1a(II);1b(IV)				0.14				0.33				
ef1-gn mt-	3	16.20	0.81	1a(II)		0.36	0.45									
py GGs-	2	10.23	0.51	1d(II)				0.18								0.33
ef2 py-cp	1	3.72	0.19	1d(I);1e(I)	0.03				0.16							
GGs-po	1	4.98	0.25	1e(I)				0.23		0.02						
py-LIMs	2	5.76	0.29	1b(IV)	0.22							0.06				
GGs-gn	1	4.97	0.25	1b(III)				0.24							0.01	
cp-po	1	4.56	0.23	1e(IV)	0.08		0.15									
mt-hm	1	4.31	0.22	1b(I)						0.10		0.12				
M.inter-ef1	1	5.15	0.26	3a(I)									0.03			0.23
M.inter-po	1	4.45	0.22	1b(IV)		0.10								0.12		
GGs-ef1	1	4.75	0.24	1b(II)								0.12		0.12		
mt-M.inter-py	2	6.04	0.30	1b(IV)	0.18	0.12										
GGs-mt-hm py-	1	5.08	0.25	1b(IV)				0.05						0.05		0.15
ef1	1	3.61	0.18	1b(IV)	0.08								0.08			0.03
	1	4.42	0.22	1e(I)		0.12		0.10								
Total	645	2001.69	100.00		64.09	7.32	1.35	14.27	0.56	1.42	0.24	4.04	0.10	1.27	0.01	5.41
					GGs	ef1	gn	py	ef2	cp	mc	po	hm	M.inter	LIMs	mt

#Gr.X P.E.: Número de granos por Peso Específico.

MUESTRA Cabeza -325m

GRANOSLIBRES				GRANOS LIBRES(% en peso)												
Minerales Libres	#Granos	#Gr.xP.E.	%Areal	Liberación (%)	GGs	ef1	gn	py	ef2	cp	mc	po	hm	M.inter	LIMs	mt
Gangas	722	1877.20	78.32	99.90	78.32											
Esfalerita1	21	84.00	3.50	92.72		3.50										
Galena	11	82.50	3.44	97.78			3.44									
Pirita	48	242.40	10.11	100.00				10.11								
Esfalerita2	1	4.00	0.17	100.00					0.17							
Calcopirita	3	12.60	0.53	89.55						0.53						
Marcasita	2	9.78	0.41	100.00							0.41					
Pirrotita	9	41.49	1.73	100.00								1.73				
Hematita	0	0.00	0.00	0.00									0.00			
M.Intermedio	0	0.00	0.00	0.00										0.00		
Limonitas	0	0.00	0.00	0.00											0.00	
Magnetita	6	30.90	1.29	100.00												1.29

#Gr.X P.E.: Número de granos por Peso Específico.

MUESTRA Cabeza -325m

GRANOSMIXTOS				GRANOS MIXTOS(% en peso)												
Minerales Asociados	#Granos	#Gr.xP.E.	%Areal	Asociaciones	GGs	ef1	gn	py	ef2	cp	mc	po	hm	M.inter	LIMs	mt
GGs-ef1	1	2.95	0.12	1b(IV)	0.08	0.04										
ef1-gn	1	4.88	0.20	1a(III)		0.13	0.08									
ef1-cp	1	4.07	0.17	1a(II)		0.11				0.06						
Total	826	2396.77	100.00		78.40	3.78	3.52	10.11	0.17	0.59	0.41	1.73	0.00	0.00	0.00	1.29
					GGs	ef1	gn	py	ef2	cp	mc	po	hm	M.inter	LIMs	mt

#Gr.X P.E.: Número de granos por Peso Específico.

ANEXO 3

Composición química (%) de los minerales identificados en la MUESTRA Cabeza (+100m).

Minerales	Composición Química (%)											TOTAL
	Fe	Al	C	Cu	O	Si	S	K	Ca	Zn	Pb	
Silicatos de (CaAlFe)	16.33	4.58			34.73	19.60			24.76			100
Cuarzo					47.9	52.10						100
Esfalerita (Marmatita)	12.92						35.62			51.46		100
Esfalerita (Blenda)	5.38						34.42			60.20		100
Hidróxidos de Hierro	76.25				23.75							100
Calcopirita	30.18			32.87			36.95					100
Silicatos de (AlK)		11.16			41.01	33.70		14.13				100
Pirita Pirrotita	45.84						54.16					100
Galena	59.05						40.95					100
Carbonatos de Calcio							13.80				86.20	100
			28.61		36.85				34.54			100

Composición química (%) de los minerales identificados en la MUESTRA Cabeza (-325m).

Minerales	Composición Química (%)											TOTAL	
	Fe	Al	C	Cu	O	Si	S	K	Ca	Mn	Zn		Pb
Silicatos de (CaAlFe)	15.25	8.48			33.57	20.15			22.55				100
Cuarzo					48.32	51.68							100
Esfalerita (Blenda)	2.23						34.77			1.32	61.68		100
Óxidos de Hierro	68.15				31.85								100
Calcopirita													
Silicatos de (AlK)	32.21			31.92			35.87						100
Pirita		12.05			41.78	32.25		13.92					100
Pirrotita	44.97						55.03						100
Galena	59.47						40.53						100
Carbonatos de Calcio							14.28					85.72	100
			22.05		42.24				35.71				100

PRUEBAS EXPLORATORIAS DE VARIACIÓN DE pH

ph=8.25

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc. Zn	136.3	35.68	5.52	2.57	47.38	0.95	10.99	196.96	0.92	16.91	0.34	3.92	28.94	30.17	38.23	32.79	40.28
Rve Cl	245.7	64.32	7.52	3.30	42.47	1.08	9.04	483.68	2.12	27.32	0.69	5.81	71.06	69.83	61.77	67.21	59.72
Cbza Calculada	382.00	100.00	6.81	3.04	44.22	1.03	9.74	680.64	3.04	44.22	1.03	9.74	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

ph=8.5

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc. Zn	190.8	49.92	6.13	2.67	45.99	0.98	10.35	306.02	1.33	22.96	0.49	5.17	44.25	44.27	52.11	50.96	54.05
Rve Cl	191.4	50.08	7.70	3.35	42.14	0.94	8.77	385.60	1.68	21.10	0.47	4.39	55.75	55.73	47.89	49.04	45.95
Cbza Calculada	382.20	100.00	6.92	3.01	44.06	0.96	9.56	691.62	3.01	44.06	0.96	9.56	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

ph=8.93

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc. Zn	181.7	47.28	5.47	2.23	46.27	1.12	11.04	258.63	1.05	21.88	0.53	5.22	38.49	34.90	49.17	55.36	51.81
Rve Cl	202.6	52.72	7.84	3.73	42.89	0.81	9.21	413.32	1.97	22.61	0.43	4.86	61.51	65.10	50.83	44.64	48.19
Cbza Calculada	384.30	100.00	6.72	3.02	44.49	0.96	10.08	671.94	3.02	44.49	0.96	10.08	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

ph=9.42

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc.Zn	152.4	39.82	8.14	3.65	42.49	0.85	8.84	324.15	1.45	16.92	0.34	3.52	52.31	55.46	37.36	32.85	34.97
PRUEBAS EXPLORATORIAS DOSIFICACION DE QUEBRACHO Y DEXTRINA											0.69	6.55	47.69	44.54	62.64	67.15	65.03
											1.03	10.07	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc.Zn	54.2	14.20	1.82	0.29	55.90	0.56	7.40	25.89	0.04	7.94	0.08	1.05	8.02	6.17	16.65	10.04	12.07
Rve Cl	327.5	85.80	3.46	0.73	46.30	0.83	8.92	296.70	0.63	39.73	0.71	7.65	91.98	93.83	83.35	89.96	87.93
Cbza Calculada	381.70	100.00	3.23	0.67	47.66	0.79	8.70	322.58	0.67	47.66	0.79	8.70	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc.Zn	94	25.66	2.31	0.51	55.45	0.67	8.24	59.18	0.13	14.23	0.17	2.11	18.43	15.10	28.71	19.42	22.57
Rve Cl	272.3	74.34	3.52	0.99	47.52	0.96	9.76	261.97	0.74	35.33	0.71	7.26	81.57	84.90	71.29	80.58	77.43
Cbza Calculada	366.30	100.00	3.21	0.87	49.55	0.89	9.37	321.14	0.87	49.55	0.89	9.37	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc.Zn	92.7	24.71	2.17	0.48	55.58	0.65	8.21	53.65	0.12	13.74	0.16	2.03	17.70	13.85	27.81	18.99	21.71
Rve Cl	282.4	75.29	3.31	0.98	47.36	0.91	9.72	249.42	0.74	35.66	0.69	7.32	82.30	86.15	72.19	81.01	78.29
Cbza Calculada	375.10	100.00	3.03	0.86	49.39	0.85	9.35	303.08	0.86	49.39	0.85	9.35	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc. Zn	76.9	19.82	1.82	0.39	55.90	0.57	7.79	36.13	0.08	11.08	0.11	1.54	11.30	9.04	22.42	13.94	16.84
Rve Cl	311.1	80.18	3.54	0.97	47.80	0.87	9.51	283.60	0.78	38.33	0.70	7.63	88.70	90.96	77.58	86.06	83.16
Cbza Calculada	388.00	100.00	3.20	0.86	49.41	0.81	9.17	319.73	0.86	49.41	0.81	9.17	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc. Zn	40.4	9.91	1.88	0.42	56.39	0.56	7.57	18.66	0.04	5.59	0.06	0.75	6.11	5.10	11.48	6.41	8.22
Rve Cl	367.2	90.09	3.18	0.86	47.85	0.90	9.30	286.66	0.77	43.11	0.81	8.38	93.89	94.90	88.52	93.59	91.78
Cbza Calculada	407.60	100.00	3.05	0.82	48.70	0.87	9.13	305.32	0.82	48.70	0.87	9.13	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

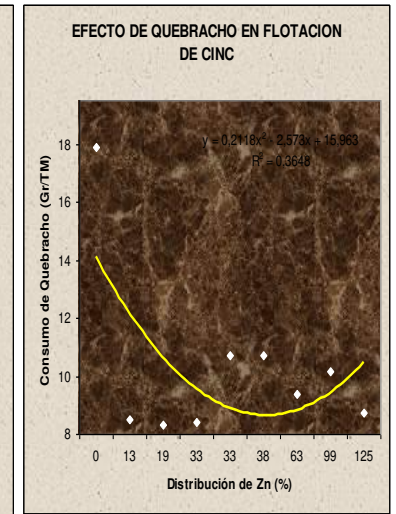
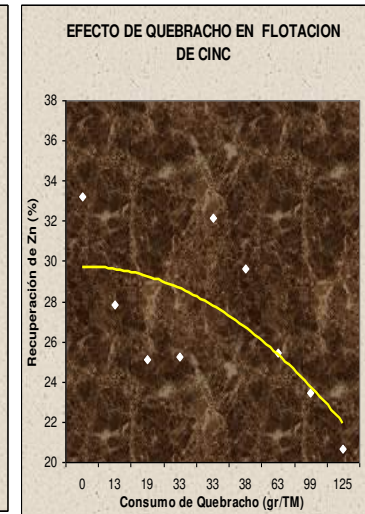
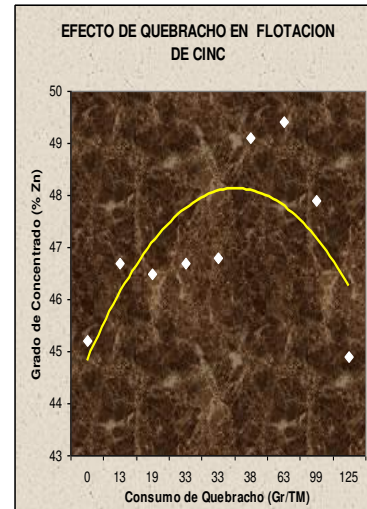
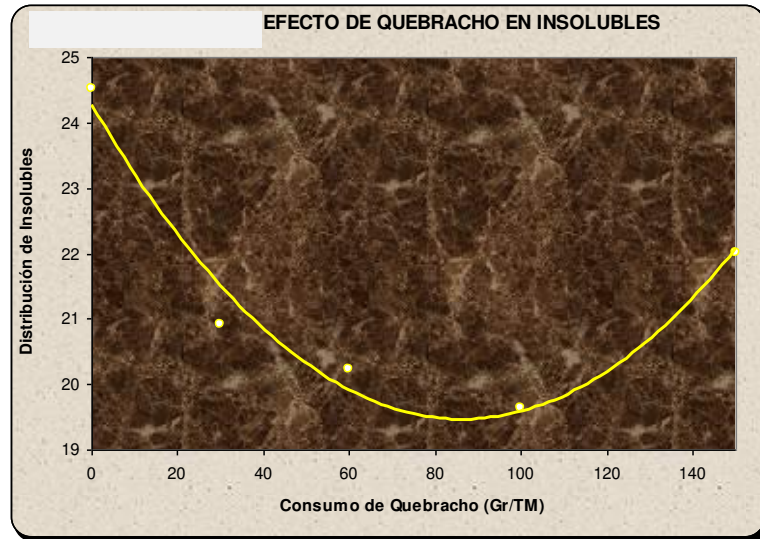
PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc. Zn	94.6	23.73	2.82	0.82	53.23	0.61	8.22	66.91	0.19	12.63	0.14	1.95	12.98	9.79	27.57	18.08	19.95
Rve Cl	304.1	76.27	5.88	2.35	43.50	0.86	10.26	448.48	1.79	33.18	0.66	7.83	87.02	90.21	72.43	81.92	80.05
Cbza Calculada	398.70	100.00	5.15	1.99	45.81	0.80	9.78	515.40	1.99	45.81	0.80	9.78	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc.Zn	92.1	23.41	2.76	0.82	52.96	0.60	8.33	64.62	0.19	12.40	0.14	1.95	11.86	9.87	27.09	17.58	20.25
Rve Cl	301.3	76.59	6.27	2.29	43.58	0.86	10.03	480.21	1.75	33.38	0.66	7.68	88.14	90.13	72.91	82.42	79.75
Cbza Calculada	393.40	100.00	5.45	1.95	45.78	0.80	9.63	544.83	1.95	45.78	0.80	9.63	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

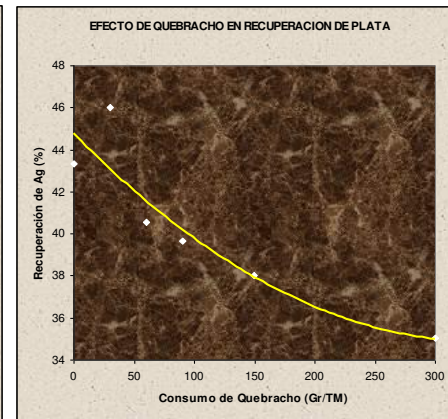
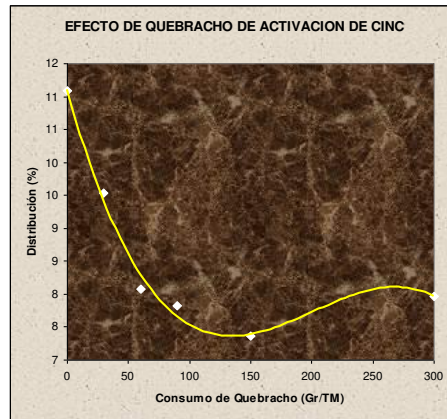
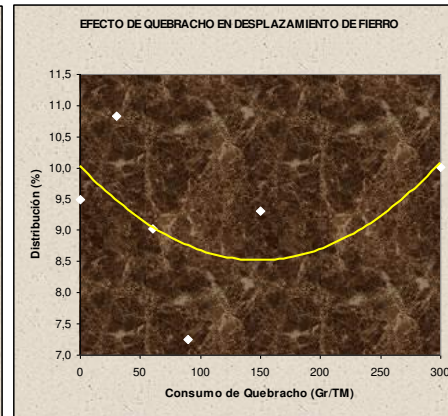
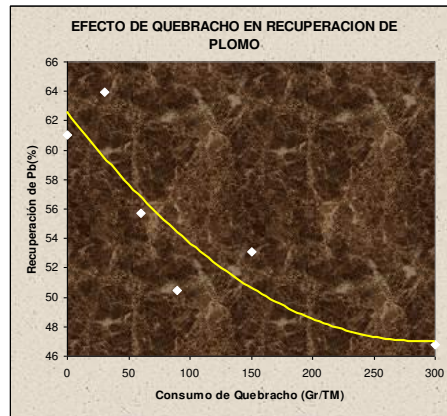
PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc.Zn	96	24.29	2.99	0.82	52.18	0.73	9.06	72.63	0.20	12.68	0.18	2.20	13.79	10.47	27.69	20.83	22.21
Rve Cl	299.2	75.71	6.00	2.25	43.73	0.89	10.18	454.25	1.70	33.11	0.67	7.71	86.21	89.53	72.31	79.17	77.79
Cbza Calculada	395.20	100.00	5.27	1.90	45.78	0.85	9.91	526.88	1.90	45.78	0.85	9.91	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					% RECUPERACIÓN				
			Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%	Ag Oz/TM	Pb	Zn	Cu	Fe	Ag Oz/TM	Pb %	Zn %	Cu %	Fe%
Conc.Zn	97.2	24.55	2.94	0.80	51.85	0.69	8.79	72.18	0.20	12.73	0.17	2.16	13.73	10.25	27.79	22.35	22.68
Rve Cl	298.7	75.45	6.01	2.28	43.85	0.78	9.75	453.44	1.72	33.08	0.59	7.36	86.27	89.75	72.21	77.65	77.32
Cbza Calculada	395.90	100.00	5.26	1.92	45.81	0.76	9.51	525.63	1.92	45.81	0.76	9.51	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Evaluación de Extractos de Quebracho:

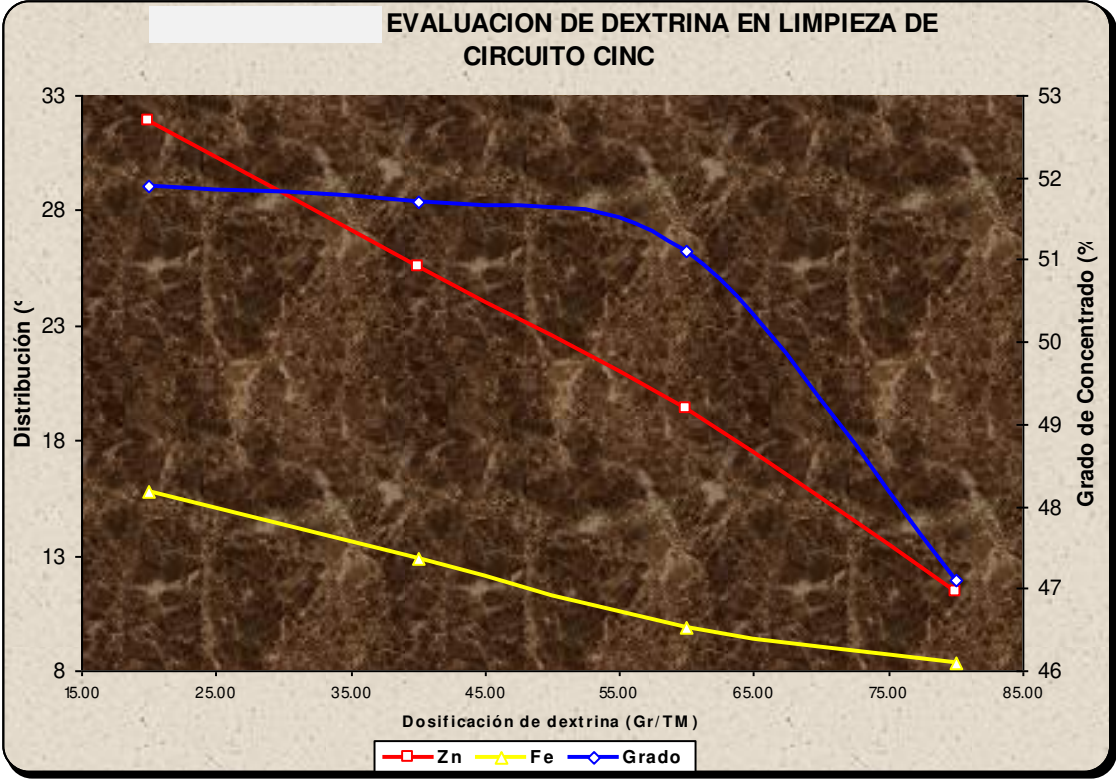


Fuente: Ing. Herrera Bonifacio (2007)



Fuente: Ing. Herrera Bonifacio (2007)

Evaluación de la Dextrina:



Fuente: Ing. Herrera Bonifacio (2007)

ANEXO 4

COSTOS (*Fuente: Elaboración propia)

VALORIZACIÓN DE MINERAL

PRODUCTO:	Zn Conc
COMPRADOR:	Consortio Minero S.A. - Cormin
Weighths	
Tonnes - TMH	11,550.333
Tonnes - DMT	10,395.300
Tonnes - DMNT	10,364.114
Assays	
Zn%	51.50%
Ag grams	4
Prices	
Zn Price - \$ DMT	\$2,252.90
Ag Price - \$ Toz	\$18.85
Price Realized	
Zn - \$ DMT	\$2,252.90
Ag - \$ Toz	\$18.85
Metal Deductions	
Zn minimum 8%	43.50%
Zn Payable 85%	43.78%
Ag -3 * 70%	-2.02
Gross Metal Value	
Zn	\$980.01
Ag	(\$38.09)
Total Value	<u>\$941.92</u>
Smelter Charges	
Treatment \$184	\$184.00
Price Participation	
\$1950<Price = \$0.15 DMT	\$45.44
\$2300<Price = \$0.20 DMT	\$0.00
Total Treatment	<u>\$229.44</u>
Total Charges	\$229.44
Valor por tonelada	\$712.48

Valor	\$7,362,120.79
-------	-----------------------

VALORIZACIÓN DE MINERAL

PRODUCTO:	Zn Conc
COMPRADOR:	Consortio Minero S.A. - Cormin
Weighths	
Tonnes - TMH	11,550.333
Tonnes - DMT	10,395.300
Tonnes - DMNT	10,364.114
Assays	
Zn%	51.23%
Ag grams	4
Prices	
Zn Price - \$ DMT	\$2,252.90
Ag Price - \$ Toz	\$18.85
Price Realized	
Zn - \$ DMT	\$2,252.90
Ag - \$ Toz	\$18.85
Metal Deductions	
Zn minimum 8%	43.23%
Zn Payable 85%	43.55%
Ag -3 * 70%	-2.02
Gross Metal Value	
Zn	\$973.93
Ag	(\$38.09)
Total Value	<u>\$935.84</u>
Smelter Charges	
Treatment \$184	\$184.00
Price Participation	
\$1950<Price = \$0.15 DMT	\$45.44
\$2300<Price = \$0.20 DMT	\$0.00
Total Treatment	<u>\$229.44</u>
Total Charges	\$229.44
Valor por tonelada	\$706.40

Valor	\$7,299,266.77
-------	-----------------------

VALORIZACIÓN DE MINERAL

PRODUCTO:	Zn Conc
COMPRADOR:	Consortio Minero S.A. - Cormin
Weighths	
Tonnes - TMH	11,550.333
Tonnes - DMT	10,395.300
Tonnes - DMNT	10,364.114
Assays	
Zn%	54.47%
Ag grams	4
Prices	
Zn Price - \$ DMT	\$2,252.90
Ag Price - \$ Toz	\$18.85
Price Realized	
Zn - \$ DMT	\$2,252.90
Ag - \$ Toz	\$18.85
Metal Deductions	
Zn minimum 8%	46.47%
Zn Payable 85%	46.30%
Ag -3 * 70%	-2.02
Gross Metal Value	
Zn	\$1,043.08
Ag	(\$38.09)
Total Value	<u>\$1,004.99</u>
Smelter Charges	
Treatment \$184	\$184.00
Price Participation	
\$1950<Price = \$0.15 DMT	\$45.44
\$2300<Price = \$0.20 DMT	\$0.00
Total Treatment	<u>\$229.44</u>
Total Charges	\$229.44
Valor por tonelada	\$775.55

Valor	\$8,013,823.80
-------	-----------------------

ANEXO 5

PROTOCOLO DE SEGURIDAD EN LA PREPARACIÓN DE REACTIVOS QUÍMICOS DE FLOTACIÓN

La preparación de las soluciones es un proceso que requiere de todos los cuidados básicos posibles y el cumplimiento de las normas de Bioseguridad personal, ya que en dicha preparación se está expuesto a químicos que son altamente tóxicos y nocivos para la salud humana.

Cuidados Básicos:

- Balanzas utilizadas para el pesado de las sustancias químicas debidamente nivelada y calibrada.
- Culinado el pesaje de las sustancias la balanza debe quedar completamente limpia.
- La vidriería donde se preparan las soluciones debe estar completamente limpia.
- Las soluciones deben codificarse, teniendo en cuenta: nombre, concentración, fecha de preparación.

Normal de Bioseguridad Personal:

- Usar guantes desechables o guantes de nitrilo de acuerdo a la preparación que se realice.
- Utilizar bata, mascarar con protección para polvo y gases, gafas de seguridad, siempre que se prepare una solución.
- No realizar preparaciones bajo condiciones anormales de salud como: fiebre, problemas respiratorios, cefalea, mareos, etc.
- En caso de inhalar alguna sustancia buscar la zona más aireada de la zona de preparación de reactivos o fuera de esta zona y consultar a un médico.